

# 目录

1) 冲击地压危险性评定的综合指数法.....	1
2) 冲击矿压危险性评价的地音法.....	7
3) 煤岩冲击破坏模型及声电前兆判据研究.....	11
4) 冲击矿压预测的电磁辐射技术及应用.....	17
5) 离层注浆控制冲击矿压危险机理探讨.....	21
6) 冲击矿压的强度弱化减冲理论及其应用.....	27
7) 组合煤岩冲击倾向性特性试验研究.....	33
8) 煤岩冲击矿压的分级预测研究.....	37
9) 巷道围岩的强弱结构效应及防冲机理探讨.....	43
10) 煤矿覆岩空间结构 OX-F-T 演化规律研究.....	51
11) 采空区突水动力灾害的微震监测案例研究.....	59
12) 高压射流割煤技术在防治冲击地压中的应用.....	65
13) 冲击危险性动态预测的震动波 CT 技术研究.....	71
14) 煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治.....	79
15) 矿震冲击灾害远程在线预警平台.....	87
16) 煤矿冲击地压灾害监测预警技术研究.....	93
17) 煤矿冲击矿压动静载的“应力场 - 震动波场”监测预警技术.....	99
18) 动静载叠加诱发煤岩瓦斯动力灾害原理及防治技术.....	109
19) 冲击危险评价的相对应力集中系数叠加法.....	121
20) 厚煤层综放开采的降载减冲原理及其应用研究.....	127
21) 坚硬顶板型冲击矿压灾害防治研究.....	137
22) 采动煤岩体中冲击震动波传播的微震效应试验研究.....	143

23) 采动影响下断层滑移诱发煤岩冲击机理.....	149
24) 基于分区监测的矿震时空强演化规律分析.....	155
25) 基于损伤统计本构模型的煤层冲击倾向性研究.....	159
26) 冲击危险区卸压减震开采机理的相似模拟.....	167
27) 动载扰动诱发底板冲击矿压演化规律研究.....	173
28) 煤矿矿震定位中异向波速模型的构建与求解.....	179
29) 冲击倾向煤岩纵波波速与应力关系试验研究.....	187
30) 薄煤层动静组合诱发冲击地压的机制.....	193
31) 定向割缝水力致裂顶板关键参数研究.....	199
32) 临空区回采巷道优化布置防冲技术研究及应用.....	205
33) 微震多维信息识别与冲击矿压时空预测.....	213
34) 动载作用下圆形巷道锚杆支护结构破坏机理研究.....	227
35) 锚固巷道围岩结构动态响应规律研究.....	237
36) 矿震震动波速度层析成像评估冲击危险的验证.....	247
37) 临近断层孤岛面开采动力显现机理与震动波 CT 动态预警.....	259
38) 煤矿褶皱构造区冲击矿压震源机制.....	267
39) 近直立煤层水平分段开采夹持煤体型冲击机理及防治.....	277
40) 综放覆岩破断诱发冲击地压的防治方法与实践.....	285
41) 超应力卸载作用下煤样冲击破坏试验研究.....	295
42) 我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治.....	309
43) 煤岩冲击动力灾害连续监测预警理论与技术.....	319
44) 煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警关键技术研究进展.....	327
附：中国矿业大学冲击矿压课题组博士论文题目.....	341

# 1 冲击地压危险性评定的综合指数法

中国矿业大学 龚林名  
University Silesia Bernard DRZEZLA

**摘要** 冲击地压危险状态可通过分析岩体内的应力、岩体特性、煤层特征等地质因素和开采技术因素来确定。危险性指数分为地质因素评价的指数和开采技术条件评价的指数，综合二者作为评价区域的冲击危险程度。

**关键词** 冲击地压 危险性评定 综合指数法

对于具有冲击地压危险性的矿井来说，在进行采区设计，工作面布置，采煤方法选择等时，都要对该采区、煤层、水平或工作面进行冲击地压危险性评定工作，以便减少或避免冲击地压对矿井安全生产的威胁。本文介绍冲击地压危险性评定的综合指数法。

## 1 冲击地压危险状态的确定

冲击地压危险状态是随着采矿地质条件的变化而在空间和时间上发生变化的，冲击地压危险状态是由下列因素决定的：

- (1) 岩体应力。是由于采深、构造及开采历史造成的，其中残留煤柱和停采线上的应力集中将长期作用，而采空区卸压在一段时间后会消失。
- (2) 岩体特性。特别是形成高能量震动的倾向。这主要来自厚层、高强度的顶板岩层。减小顶板岩层的强度，增加岩层的分层数目，特别是多次分层开采可限制大震动的发生。
- (3) 煤层特征。主要是在超过某个压力标准值时的动力破坏倾向性。对于所有的煤层来说，条件满足时，都会发生冲击。但对于弱冲击煤层来说，所要求的压力值要远远大于具有冲击倾向性的煤层。

因此，通过对煤岩体的自然条件，特征及开采历史的认识，可以近似确定冲击地压的危险状态及危险等级。

## 2 冲击地压危险性等级的划分原则

根据冲击地压发生的原因，冲击地压的预测预报、危险性评价及冲击地压的治理，通过统计、模糊数学等的分析研究，可以对冲击地压的危险程度按冲击地压危险状态等级评定的综合指数法定量化的分为五级，见表1。下面作一简要说明并提出有关对策。

A. 无冲击危险。冲击地压危险状态等级评定综合指数  $W_I < 0.3$ 。

所有的采矿工作可按作业规程规定的进行。

B. 弱冲击危险。冲击地压危险状态等级评定综合指数  $W_I = 0.3 \sim 0.5$

(1) 所有的采矿工作可按作业规程规定的进行。

(2) 采矿作业中加强冲击地压危险状态的观察。

C. 中等冲击危险。冲击地压危险状态等级评定综合指数  $W_I = 0.5 \sim 0.75$ 。

下一步的采矿工作应与该危险状态下的冲击地压防治措施一起进行，而且至少通过预测预报确定冲击地压危险程度不再上升。

D. 强冲击危险。冲击地压危险状态等级评定综合指数  $W_I = 0.75 \sim 0.95$ 。

(1) 应当停止采矿作业，不必要的人员撤离危险地点。

(2) 矿主管领导确定限制冲击地压危险的方法及措施，以及冲击地压防治措施的控制检查方法，确定冲击地压防治措施的人员。

E. 不安全。冲击地压危险状态等级评定综合指数  $W_I > 0.95$ 。

冲击地压的防治措施应根据专家的意见进行，应采取特殊条件下的综合措施及方法。采取措施后，通过专家鉴定，方可进行下一步的作业。如果冲击地压的危险程度在没有降低

的情况下，停止进行进一步的采矿作业，该区域禁止人员通行。

表 1 分析法确定冲击地压危险状态的分级表

冲击地压危险等级	井巷中冲击地压危险状态	冲击地压危险指数
A	无冲击危险	<0.3
B	弱冲击危险	0.3~0.5
C	中等冲击危险	0.5~0.75
D	强冲击危险	0.75~0.95
E	不安全	>0.95

### 3 冲击地压危险性评定的综合指数法

影响冲击地压的主要因素有地质方面的因素（如开采深度、煤层的物理力学特性、顶板岩层的结构特征、地质构造等），也有开采技术方面的因素（如上覆煤层的停采线、残采区、采空区、煤柱、老巷、开采区域的大小等）。根据这些冲击地压影响因素的分析，确定采掘工作面周围采矿地质条件的每个因素对冲击地压的影响程度，以及确定各个因素对冲击地压危险状态影响的指数，将其综合起来，就可以形成冲击地压危险状态等级评定的综合指数法，从而为冲击地压的治理打下基础。

#### 3.1 影响冲击地压危险状态的地质因素及指数

影响冲击地压的主要因素有开采深度、顶板坚硬岩层、构造应力集中、煤层冲击倾向性等。表 2 为评价区域地质条件对冲击地压危险状态的影响因素及指数。

这样，就可以根据表 2，用公式（1）来确定采掘工作面周围采矿地质条件对冲击地压危险状态的影响程度以及确定冲击地压危险状态等级评定的指数  $W_{II}$ 。

表 2 地质条件影响冲击地压危险状态的因素及指数

序号	因素	危险状态的影响因素	影响因素的定义	冲击地压危险指数
1	$W_1$	发生过冲击地压	该煤层未发生过冲击地压	-2
			该层发生过冲击地压	0
			采用同种作业方式在该层和煤柱中多次发生过冲击地压	3
2	$W_2$	开采深度	小于 500m	0
			500~700m	1
			大于 700m	2
3	$W_3$	顶板中坚硬 ( $R_c \geq 60\text{Mpa}$ ) 厚岩层距煤层的距离	>100m	0
			100~50m	1
			<50m	3
4	$W_4$	开采区域内的构造应力集中	>10%正常	1
			>20%正常	2
			>30%正常	3
5	$W_5$	顶板岩层厚度特征参数 $L_{st}$	<50	0
			$\geq 50$	2
6	$W_6$	煤的抗压强度	$R_c \leq 16\text{Mpa}$	0
			$R_c > 16\text{Mpa}$	2
7	$W_7$	煤的冲击能量指数 $W_{ET}$	$W_{ET} < 2$	0
			$2 \leq W_{ET} < 5$	2
			$W_{ET} \geq 5$	4

$$W_{i1} = \frac{\sum_{j=1}^{n_i} W_j}{\sum_{j=1}^{n_i} W_{jmax}} \quad (1)$$

式中  $W_{i1}$  为地质因素确定的冲击地压危险指数； $W_{jmax}$  为表 2 中第  $j$  个地质因素中的最大指数值； $W_j$  为分析地点周围第  $j$  个地质因素的实际指数； $n_i$  为地质因素的数目。

### 3.2 影响冲击地压危险状态的开采技术因素及指数

同样，根据开采技术条件、开采历史，煤柱、停采线等这些开采历史和开采技术因素，确定响应的影响冲击地压危险状态的指数，从而为冲击地压的预测预报和危险性评价，冲击地压的治理提供依据。表 3 为我们研究的采掘工作面周围的开采技术因素对冲击地压的影响程度及指数。

表 3 开采技术条件影响冲击地压危险状态的因素及指数

序号	因素	危险状态的影响因素	影响因素的定义	冲击地压危险指数
1	$W_1$	工作面距残留区或停采线的垂直距离	>60m	0
			60—30m	2
			<30m	3
2	$W_2$	未卸压的厚煤层	留顶煤或底煤厚度大于 1.0m	3
3	$W_3$	未卸压一次采全高的煤层	<3.0m	0
			3.0—4.0m	1
			>4.0m	3
4	$W_4$	两侧采空，工作面斜长为	>300m	0
			300—150m	2
			<150m	4
5	$W_5$	沿采空区掘进巷道	无煤柱或小于 3m 小煤柱	0
			3—10m 的煤柱	2
			10—15m 的煤柱	4
6	$W_6$	接近采空区的距离小于 50m	掘进面	2
			回采面	3
		接近煤柱的距离小于 50m	掘进面	1
			回采面	3
7	$W_7$	掘进巷道接近老巷的距离小于 50m	老巷已充填	1
			老巷未充填	2
		回采工作面接近老巷的距离小于 30m	老巷已充填	1
			老巷未充填	2
面接近分叉的距离小于 50m	掘进面或回采面	3		
8	$W_8$	面接近落差大于 3m 断层的距离小于 50m	接近上盘	1
			接近下盘	2
9	$W_9$	面接近煤层倾角剧烈变化的皱曲距离小于 50m	>15 度	2
10	$W_{10}$	面接近煤层侵蚀或合层部分	掘进面或回采面	2
11	$W_{11}$	开采过上或下解放层，卸压程度	弱	-2
			中等	-4
			好	-8
12	$W_{12}$	采空区处理方式	充填法	2
			垮落法	0

这样,可以根据表 3,用下式来确定采掘工作面周围开采技术条件对冲击地压危险状态的影响程度及冲击地压危险状态等级评定的指数  $W_{i2}$ 。

$$W_{i2} = \frac{\sum_{i=1}^{n_2} W_i}{\sum_{i=1}^{n_2} W_{i\max}} \quad (2)$$

式中  $W_{i2}$  为开采技术因素确定的冲击地压危险指数;  $W_{i\max}$  为表 3 中第  $i$  个开采技术因素的危险指数最大值;  $W_i$  为分析地点周围第  $i$  个开采技术因素的实际危险指数;  $n_2$  为开采技术因素数目。

### 3.3 冲击地压危险程度综合指数的确定

以上给出了采掘工作面周围地质因素和采矿技术因素对冲击地压的影响程度及冲击地压危险状态等级评定的指数  $W_{i1}$  和  $W_{i2}$  的具体表达式,根据这两个指数,用下式就可以确定出采掘工作面周围冲击地压危险状态等级评定的综合指数  $W_i$ 。

$$W_i = \max\{W_{i1}, W_{i2}\} \quad (3)$$

式中  $W_i$  为某采掘工作面的冲击地压危险状态等级评定综合指数。这样,根据表 1,就可以圈定评价区域冲击地压危险程度及危险等级。

## 4 某矿冲击地压危险程度评定

某矿的井田范围为走向长 13.5km, 倾斜宽为 2.76km, 面积 37.2km<sup>2</sup>。煤层埋藏深度比较深,煤层底板等高线在-100~1000 以下。该井田处在丰沛复背斜北翼,总的构造形态为单斜构造,地层走向北 45~60° 东,倾向北西,倾角 17~32°,一般在 25° 左右,浅部陡、深部缓。全井田断裂构造发育,共发现断层 80 余条,落差大于 30m 的有 28 条,断层密度为每平方公里 45 条左右。

该矿的井田构造比较简单,为一南北向的单斜构造。在井田范围内揭露的小断层主要以平推正断层为主,走向大致为东西向。

煤层冲击倾向性指数见表 4 所示,而图 1 则为开采煤层上方 100m 范围内的岩层综合柱状图。

表 4 煤的冲击倾向性指数

煤层编号	7 煤
弹性能量指数	1.843
冲击能量指数	1.628
单向抗压强度(Mpa)	20.93



图 1 煤层综合柱状图

根据上述地质因素,采用综合指数法,可以圈定的冲击地压危险程度,见表 5 所示。

表 5 地质条件确定的冲击地压危险状态评定指数

序号	因素	冲击地压危险状态影响因素	$W_i$	$W_j$	$W_i$
1	$W_1$	7 煤层中多次发生过冲击地压	3	3	3
2	$W_2$	开采深度 500m 以上, 500~700m, 700m 以下	0	1	2
3	$W_3$	顶板中坚硬厚岩层距煤层的距离<50m	3	3	3
4	$W_4$	开采区域内构造应力集中	1	1	0
5	$W_5$	顶板岩层厚度特征参数 $L_d=77$	2	2	2
6	$W_6$	煤的抗压强度 $R_c=20.93$ Mpa	2	2	2
7	$W_7$	煤的冲击能量指数 $W_{ET}=1.628$	0	0	0
8		$W_{i1}$	0.58	0.63	0.63

由表 5 可知, 通过综合分析方法, 该矿冲击地压危险状态综合指数在采深 500m 以上时,  $W_{ij}=0.58$ 。在采深 500~700m 时,  $W_{ij}=0.63$ 。在采深 700m 以下时,  $W_{ij}=0.63$ 。属于中等冲击危险矿井。工作面的各项采矿工作应采取相应的冲击地压防治措施, 而且至少需通过预测预报确定冲击地压危险程度不会上升。

## 5 结 论

- (1) 冲击地压危险状态可通过岩体内的应力、岩体特性、煤层特征等地质因素和开采技术因素来确定。
- (2) 冲击地压的危险程度可按危险状态等级评定的综合指数法分为五级, 即无冲击危险、弱冲击危险、中等冲击危险、强冲击危险和不安全。
- (3) 冲击地压危险性综合指数取地质因素评价的指数与开采技术条件评价的指数二者的最大值, 作为评价区域的冲击危险程度。
- (4) 实践证明, 这种方法对圈定区域性的冲击危险程度简单、有效。

### 参考文献:

- 1 Główny Instytut Górnictwa. Zasady i zakres stosowania kompleksowej metody oceny stanu zagrożenia tapaniami w zakładach górnictwa wydobywających węgiel kamienny. Katowice, 1996
- 2 Dou Linming, Drzezła B. Zmodyfikowana kompleksowa metoda oceny stanu zagrożenia tapaniami w kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górnictwa, 1998, 902(11): 20~25
- 3 Dou Linming. Modyfikacja klasyfikacji stanów zagrożenia tapaniami w kopalniach węgla: [博士论文]. Poland: University Silesia, 1998

### 作者简介:

姜林名, 1963 年生, 博士, 副教授。1986 年毕业于中国矿业大学北京研究生部, 获硕士学位。1994 年至 1998 年在波兰西里西亚工业大学进修学习, 获博士学位。从事矿山压力, 冲击地压的预测预报、危险性评价及防治, 采场控制设计, 顶板灾害防治, 支护质量与顶板动态监测, 采矿地球物理方法等方面的研究与实践工作。完成《支护质量与顶板动态监测》、《冲击地压危险性评价》等科研课题多项, 发表论文 30 多篇。

地址: 江苏, 徐州, 中国矿业大学采矿系。

邮编: 221008



文章编号: 1000-1964(2000) 01-0085-04

## 2 冲击矿压危险性评价的地音法

窦林名<sup>1</sup>, 何学秋<sup>1</sup>, Bernard Drzeźals<sup>2</sup>

(1. 中国矿业大学 采矿工程系, 江苏 徐州 221008 2. University Silesia Gliwice Poland)

**摘要:** 岩石的声发射与岩石在载荷作用下的破坏程度有关, 声发射的较大变化和持续时间长说明了岩体平衡状态的变化和危险性的变化——危险性增加或降低. 根据此原理可对冲击矿压危险性进行评价和预报. 冲击矿压危险性评价及预报指标可选用 8 个与开采有关的参数, 根据这些参数的偏差值, 来预报冲击矿压的危险, 进而提出了冲击矿压危险性评价及预报的地音法. 实践证明, 这种方法可靠、有效.

**关键词:** 声发射; 冲击矿压; 危险性评价; 地音法

**中图分类号:** TD 324 **文献标识码:** A

冲击矿压是矿山压力的动力现象, 其突然、急剧、猛烈的破坏特征对煤矿的安全构成很大的威胁, 给煤矿造成巨大的经济损失和人员伤亡. 特别是随着采深的增加, 冲击矿压问题越来越突出. 我国的徐州、北京、大同、抚顺、北票、兖州、枣庄、新汶等矿务局都面临冲击矿压的威胁问题.

世界各国如波兰、捷克、德国、美国、加拿大、俄罗斯、南非、法国、日本等对冲击矿压的危险性评价、冲击矿压防治等方面的研究都非常重视, 并取得了很大的成绩, 使煤矿冲击矿压的发生减少到了最低水平. 在冲击矿压的危险性评价方面, 世界各国特别是波兰 (70% 以上为冲击矿压矿井) 采用的方法有综合评价方法, 其中包括分析认识法、地震法、地音法以及小直径钻孔法. 这些方法为在可能发生的冲击矿压的地点进行危险性评价, 采取相应的防治措施打下基础.

地音的研究从 30 年代开始. 首先是由欧伯特 (Obert) 在锌矿和铅矿测量地震波传播时开始, 其后在美国的密歇根 (Michigan) 铜矿进行. 随后地音的研究在美国、日本、南非、波兰、德国、俄罗斯、捷克等国家展开.

研究表明, 岩体中随机发射的地音信号与岩体中的压力水平及其增长有关, 以此来评价岩体中的应力状态. 地音研究的目的是确定岩体中的应力状态以及预测采掘面及周围岩体突然、猛烈的破坏. 例如, 冲击矿压、煤和瓦斯突出、垮落等.

### 1 危险性评价的理论基础

实验研究表明, 岩石的声发射与岩石在载荷作用下破坏的过程紧密相关. 简单地说, 在单轴增载荷的作用下, 岩石试块的声发射强度与非弹性 (破坏) 体积变形 (扩张) 紧密相关. 绝大多数的试验表明, 这种关系特别是在蠕变的第二阶段, 可以说是成正比. 假设某个时刻, 地音发射的能量大小  $w(t)$  与扩张速度, 也就是破坏速度  $\epsilon'(t)$  的关系可以写成下式<sup>[1]</sup>

$$\dot{X}(t) = Cw(t), \quad (1)$$

两边积分可以得到

$$X(t) = X_0 + \int w(t) dt = X_0 + C_a w(t), \quad (2)$$

式中:  $X(t)$  为从加载开始到时间  $t$  的总破坏变形;  $w(t)$  为与岩石微破坏有关的地音事件总能量;  $C$ ,  $C_a$  为常数.

在一定的条件下, 如果试块破坏时, 存在某个破坏变形的标准值, 记为  $X_c$ , 上式两边由该值相除, 并记  $C_0 = X_c / X$ ,  $C_1 = C_a / X_c$ , 则

$$0 \leq Z(t) = C_0 + C_1 w(t) \leq 1, \quad (3)$$

式中,  $Z(t)$  为  $t$  时刻岩体破坏的危险状态值,  $Z(t) = X(t) / X_c$  确定了  $t$  时刻岩石在载荷影响下, 实际破坏的危险程度. 式 (3) 表明了地音与岩石破坏过程和岩石破坏危险之间的关系.

对于井下采掘作业来说, 考虑一个固定点或

者是采掘面推进过程中的某个运动点意义不大.因为采掘工作面是向未破坏的原始煤体推进的.因此,采掘工作面前方的破坏程度和危险性有两个过程:

1) 随着时间的增长,破坏程度(完全破坏或接近于破坏)和危险性增加;

2) 采掘工作面推进到没有破坏的区域.

从理论上讲,岩体破坏的速度可以由工作面开采速度来限制,但实际很难做到.通常在岩体破坏速度与采掘工作面推进速度之间有一个平衡状态.该平衡状态的特点是接近于一个稳定的危险程度和每吨煤或者每平方米出露顶板的声发射值接近于一个稳定值.对于该状态来讲,声发射的较小变化通常是一个概率事件,证明岩体破裂的危险性有小的变化.声发射的较大变化和较长的持续时间说明了平衡状态的变化和危险性的变化——危险性增加或降低.上述观点就是连续声发射监测法的基础.

设  $E$  为过去一小时内声发射的能量或事件数, $\bar{E}$  为一段时间内这些值的平均值, $d$  为能量或事件数的偏差值.偏差值定义为

$$-1 \leq d = \frac{E - \bar{E}}{\bar{E}}. \quad (4)$$

假设存在一个函数  $F_0$ ,它与单位时间内因岩体危险程度平均值的变化  $\Delta Z$  而变化的平均偏差值  $\bar{d}(t)$  有关.函数  $F_0$  是未知的,但可以由近似值  $F_1$  来代替.则对于连续时间段来说

$$Z(t) = Z_{0+} \int_0^t F_0(\bar{d}(t)) dt = Z_{0+} \int F_1(\bar{d}(t)) dt. \quad (5)$$

这里,变量上面的横线表示其平均值, $Z_{0+}$  为初始岩体破坏危险状态值.对于以小时为单位时间的,则可以写为

$$Z(t) = Z_{0+} \sum F_1(\bar{d}(t)). \quad (6)$$

这样,采用连续监测的地音法,可以通过岩体破坏危险状态值,来确定采掘工作面的冲击矿压危险程度.

## 2 冲击矿压危险性评价指标的确定

由上可知,岩体中声发射的地音强度及事件数增加,说明岩体内应力的增加及冲击矿压危险性的增加.对于采掘工作面,为评价冲击矿压的危险性,以如下八个地音指标为基础来确定地音强度和事件数的偏差.

- 1) 采煤班的班平均事件数  $N_{wt}$ ;
- 2) 非采煤班的班平均事件数  $N_{st}$ ;

3) 采煤小时的小时平均事件数  $N_{wh}$ ;

4) 非采煤小时的小时平均事件数  $N_{sh}$ ;

5) 采煤班的班平均地音强度  $\bar{E}_{wt}$ ;

6) 非采煤班的班平均地音强度  $\bar{E}_{st}$ ;

7) 采煤小时的小时平均地音强度  $\bar{E}_{wh}$ ;

8) 非采煤小时的小时平均地音强度  $\bar{E}_{sh}$ .

对于给定的单位时间,可以确定上述每个指标的偏差值.如对于采煤班的班平均事件数  $N_{wt}$ ,其偏差值为

$$d = \frac{N - N_{wt}}{N_{wt}} \times 100\%, \quad (7)$$

其余类推(式中  $N$  为观测班的事件数).

## 3 冲击矿压危险状态的分类

采用地音法对冲击矿压的危险性进行评价时,可将冲击矿压的危险程度分为 4 级,即:

a 级,无冲击危险.所有的采矿作业按作业规程进行.

b 级,弱冲击危险.此时,

1) 所有采矿作业可按作业规程进行;

2) 加强冲击矿压危险状态的观测及采矿作业的监督管理.

c 级,中等冲击危险.在这种危险状态下,下一步的采矿作业应当与冲击矿压的防治措施一起进行.对观测结果和控制情况测量记录在案,观测的危险程度不再增长.

d 级,强冲击危险.此时:

1) 应停止采矿作业,不必要的人员撤离危险区域;

2) 生产矿长应当确定限制和降低冲击矿压危险程度的方法和措施,并检验防治措施的效果,确定实施冲击矿压防治措施的工作人员.

3) 如果采取措施后,冲击矿压危险程度有了降低,则采矿作业可继续进行;如果危险状态不变,必须继续采取防治措施;如果冲击矿压危险程度继续升高,则所有的采矿作业必须停止,暂停或关闭采掘面及巷道.通过专家分析,处理的意见,经上级批准,方可实施防治措施及进行采矿作业.

## 4 冲击矿压危险状态的评价

### 4.1 班(8h)危险性状态的评价

根据班地音事件数及地音强度的偏差(采煤班或非采煤班的地音事件数及地音强度的偏差),对冲击矿压危险状态进行评价.通过归一化处理,采掘工作面的危险性程度可表示为<sup>[2,3]</sup>

$$\underline{d}_0 = \begin{cases} 0 & (d > 0), \\ 0.25d & (0 \leq d < 400\%), \\ 1 & (d \geq 400\%), \end{cases} \quad (8)$$

为地音事件数或地音强度的偏差值。

图 1 介绍了采用地音法对采掘工作面进行冲击矿压危险状态班评价的具体实施方法。

式中:  $\underline{d}_0$  为以本班数据为基础确定的危险状态,  $d$

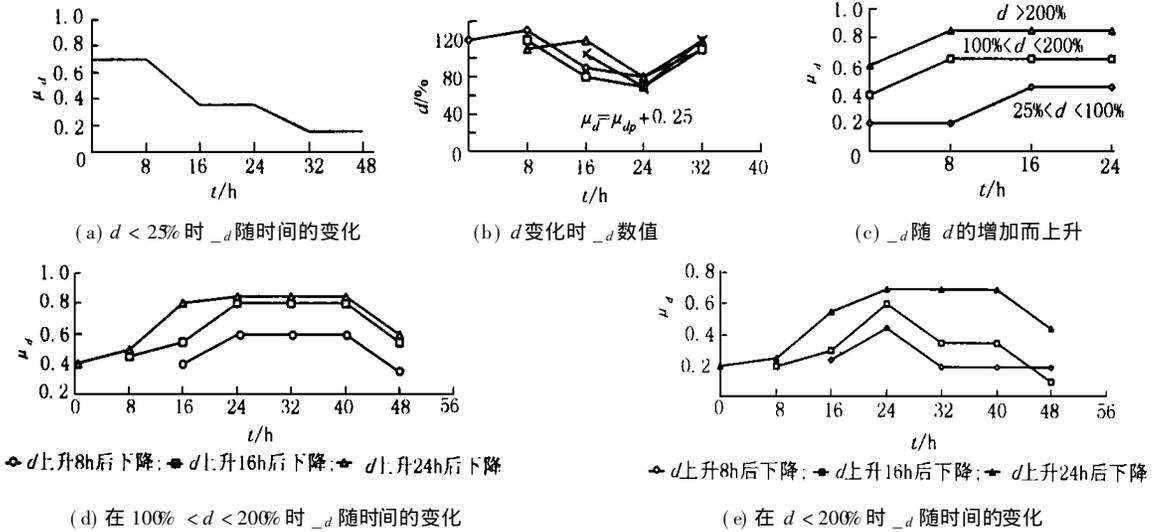


图 1 冲击矿压危险状态  $\underline{d}_a$  与偏差值  $d$  和时间的关系

Fig. 1 Relationship the state of rock burst danger  $\underline{d}_a$ , deviation  $d$ , and time

#### 4.2 小时冲击矿压危险性状态的评价

根据小时地音事件数及地音强度的偏差(采煤小时或非采煤小时地音事件数及地音强度的偏差),可评价冲击矿压的危险状态.通过归一化处理,采掘工作面的危险程度可表示为:

$$\underline{d}_a = \begin{cases} \max\{\underline{d}_0(d) - 0.15(4-t), 0\} & (t < 4h), \\ \underline{d}_0(d) & (t \geq 4h), \end{cases} \quad (9)$$

$$\underline{d}_0 = \begin{cases} 0 & (d < 0), \\ 0.25d & (0 \leq d < 400\%), \\ 1 & (d \geq 400\%) \end{cases} \quad (10)$$

式中:  $\underline{d}_a$  为以本班及前几个班数据为基础确定的该班实际危险状态;  $d$  为小时地音事件数及地音强度的偏差值;  $t$  为偏差持续的小时数,其余符号意义同前。

对于目前在煤矿采用的三八工作制度来说,如果下一个小时的偏差值  $d$  是下降的,则冲击矿压的危险状态由下式来计算

$$\underline{d}_1 = \begin{cases} \underline{d}_p + 0.25 \left( 1 - \frac{d}{8} \right) & \text{当 } (d \leq 8), \\ \underline{d}_p + 0.25 \frac{d}{8} & \text{当 } (d > 8), \end{cases} \quad (11)$$

$$\underline{d}_p = \min\{\underline{d}_1, 1\} \quad (12)$$

以小时地音事件数及地音强度的偏差为基础,通过上述关系式确定危险状态时,其冲击矿压危险程度应不低于该班开始时的危险程度.表 1 为根据小时地音事件数及地音强度的偏差对采掘工作面冲击矿压危险状态进行评价的具体实施方法。

表 1 根据  $d$  值对冲击危险性的评价结果 ( $\mu_d$  值)

Table 1 The  $\mu_d$  values on the basis of  $d$

$\frac{d}{t/h}$	< 100%	100% ~ 200%	200% ~ 300%	> 300%
1	0	0~ 0.05	0.05~ 0.30	> 0.30
2	0	0~ 0.20	0.20~ 0.45	> 0.45
3	< 0.10	0.10~ 0.35	0.35~ 0.60	> 0.60
4	< 0.25	0.25~ 0.50	0.5~ 0.75	> 0.75
5	< 0.25	0.25~ 0.50	0.5~ 0.75	> 0.75
6	< 0.25	0.25~ 0.50	0.5~ 0.75	> 0.75
7	< 0.25	0.25~ 0.50	0.5~ 0.75	> 0.75
8	< 0.25	0.25~ 0.50	0.5~ 0.75	> 0.75

#### 5 波兰 Katowice 卡托维兹矿的生产实践

波兰卡托维兹 (Katowice) 矿是一个高冲击矿压危险的矿井.其中所有的巷道、工作面都采取了冲击矿压危险性评价的地音法.图 2 表示了一个月时间内,采用地音法对 535b 垮落法工作面, 535a 充填法工作面, 535c 工作面的开切眼及 535a 的回风巷冲击矿压危险性评价的结果.实践表明,这些工作面的冲击矿压危险性评价比较准确<sup>[3]</sup>

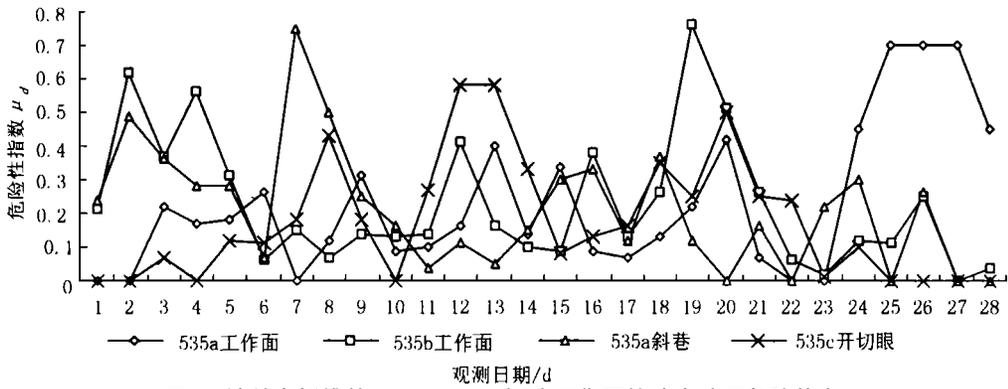


图2 波兰卡托维兹 (Katowice) 矿 4 个工作面的冲击矿压危险状态

Fig. 2 The state of rock burst danger in the four working faces of mine Katowice

## 6 结 论

1) 岩石的声发射和岩石在载荷作用下破坏的过程紧密相关,根据其相互关系,采用岩石的声发射方法,可以对冲击矿压的危险性进行评价和对冲击矿压进行预报。

2) 声发射的评价指标可采用其能量和事件数的偏差值。

3) 冲击矿压的危险性可分为 a, b, c, d 4 级。

4) 现场实践证明,这种方法有效、可靠。

## 参考文献:

- [1] Kornowski J. Podstawy aktywnych sejsmoakustycznych metod oceny zagrożenia lokalnym zniszczeniem górotworu [J]. Praca Naukowe w GIGu, 1994, 793: 1-134.
- [2] Dou L M, Drzeźla B. Zmodyfikowana kompleksowa metoda oceny stanu zagrożenia tapaniami w kopalniach węgla kamiennego [J]. Przegląd Gorniczy, 1998, 902(11): 20-25.
- [3] Dou Linming. Modyfikacja klasyfikacji stanów zagrożenia tapaniami w kopalniach węgla [A]. Poland University Silesia, 1998.

# AE Method of Evaluating the Danger of Rock Burst

DOU Lin-ming<sup>1</sup>, HE Xue-qiu<sup>1</sup>, Bernard Drzeźla<sup>2</sup>

(1. Department of Mining Engineering, CUMT, Xuzhou, Jiangsu 221008, China;

2. Faculty of Mining and Geology, University of Silesia, Gliwice, Poland 44-100)

**Abstract** The AE (acoustic emission) of rock is related to its destruction extent under loading action. The variation and lasting time of AE mark the changes of balance and the danger of rock bodies. According to this rule, the danger of rock burst can be evaluated and forecast based on the deviation values of 8 parameters relating to mining activities. The AE method of evaluating and forecasting rock burst was put forward, and has been proved to be reliable and effective in practical application.

**Key words** AE (acoustic emission); rock burst; danger evaluation; AE method

文章编号: 1000-1964(2004)05-0504-05

### 3 煤岩冲击破坏模型及声电前兆判据研究

窦林名, 何学秋

(中国矿业大学 能源与安全工程学院, 江苏 徐州 221008)

**摘要:** 根据煤岩体变形破坏特征及其破坏过程中的声电效应规律分析, 提出了煤岩冲击破坏的弹塑脆性模型, 描述了煤岩材料受载变形的稳定破坏和冲击破坏、冲击矿压发生的突发性和延时性、变形破坏过程中的声发射和电磁辐射现象以及 Kaiser 效应, 给出了冲击矿压危险前兆预测的声电判据。结果表明, 采用声电前兆判据, 可对冲击矿压危险性进行判别和预测。

**关键词:** 煤岩; 弹塑脆性模型; 冲击矿压; 声发射; 电磁辐射; 预测

**中图分类号:** TD 324 **文献标识码:** A

### Model for Rock Burst Failure and Its Critical Values of Acoustic and Electromagnetic Emission

DOU Lin-ming, HE Xue-qiu

(School of Mineral and Safety Engineering, CUMT, Xuzhou, Jiangsu 221008, China)

**Abstract:** Based on the characteristics of coal rock burst failure and the analysis of acoustic and electromagnetic emission the elastic-plastic-brittle model of rock burst failure was presented. By means of this model the rock failure and burst, sudden and delay rock burst, the acoustic emission (AE), electromagnetic emission (EME) as well as Kaiser effect were described, and acoustic and electromagnetic critical values of rock burst danger were obtained. The results indicate that the danger of rock burst can be forecasted by monitoring acoustic and electromagnetic emission in the coal face.

**Key words:** coal rock; elastic-plastic-brittle model; rock burst; AE; EME; forecasting

煤岩等材料为脆性材料。其破坏过程涉及到煤岩的岩石性质、结构及物理特征, 加载大小、速度和时间。在一定的载荷和加载速度作用下, 煤岩将发生冲击型破坏。这种冲击型破坏在矿山开采等岩体工程中主要表现为冲击矿压、岩爆。我国的徐州、新汶、大同、抚顺等矿区都面临冲击矿压的威胁。而要防治冲击矿压, 首先要研究煤岩动态破坏的机理和冲击危险的预测。对于冲击危险前兆预测方面, 世界各国采用分析认识法, 地震法, 地音法, 钻屑法以及由中国矿业大学提出的电磁辐射法等<sup>[1-9]</sup>。这些方法的应用, 为采取相应的治理措施打下基础。但是, 由于冲击矿压的复杂性, 还没有一个

较为完善的冲击危险预测的声发射和电磁辐射判断标准。本文将结合作者对煤岩破坏过程中所伴随的声发射和电磁辐射效应规律的研究成果<sup>[1-3,7-9]</sup>, 提出煤岩冲击破坏的弹塑脆性模型, 建立了声电预测冲击危险前兆的技术原理和基本准则, 并进行工程实践验证。

#### 1 煤岩脆性材料变形破坏特征

煤岩等固体脆性材料在载荷作用下, 有自己的变形破坏特征。重要表现在脆性冲击破坏、冲击破坏的突发性和延时性、冲击破坏过程中的声发射和电磁辐射现象及其 Kaiser 记忆效应<sup>[1]</sup>。

**收稿日期:** 2003-06-02

**基金项目:** 国家自然科学基金项目(50074030); 国家自然科学基金重点项目(50134040); 教育部博士点基金项目(20030290017)

**作者简介:** 窦林名(1963-), 男, 青海省平安县人, 中国矿业大学教授, 博士生导师, 从事矿山压力、冲击矿压、采矿地球物理等方面的研究。

### 1) 变形破坏类型

煤岩等脆性材料当其上作用的载荷达到强度极限后,发生脆性破坏.破坏分稳态破坏和冲击破坏两种.这种材料的冲击破坏在矿山及岩土工程中表现为冲击矿压、岩爆<sup>[2-3]</sup>.

### 2) 冲击破坏的突发性和延时性

煤岩脆性材料在发生冲击破坏时,存在突发性冲击破坏和延时性冲击破坏.这两种现象在煤矿发生的冲击矿压事故中表现尤为突出<sup>[2-3]</sup>.例如,在高冲击矿压危险区域采用卸压爆破措施进行解危.有时候在进行卸压爆破的同时就能引发冲击矿压,而有时是在卸压爆破一段时间后,才发生冲击矿压.而在这段时间内,没有进行任何采矿工序对围岩产生扰动,见图1所示,图1中,测点前后的隔线代表其2 min 时间内的脉冲数(以下同).

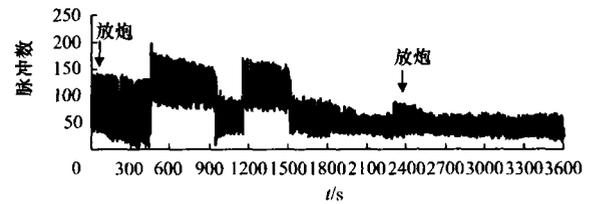


图1 卸压爆破后1 h 之内的电磁辐射变化规律  
Fig.1 EME cavers after 1 h of shock in the coal seam

### 3) 破坏过程中的声发射和电磁辐射<sup>[1-6]</sup>

煤岩脆性材料在载荷作用下的变形破坏过程中,均具有具有 Kaiser 记忆效应的声发射和电磁辐射现象存在.从总体上讲,电磁辐射基本上随着载荷的增大而增强,随着加载及变形速率的增加而增强.声发射的变化规律也基本上随着载荷的增大而增强,随着加载及变形速率的增加而增强,见图2所示.

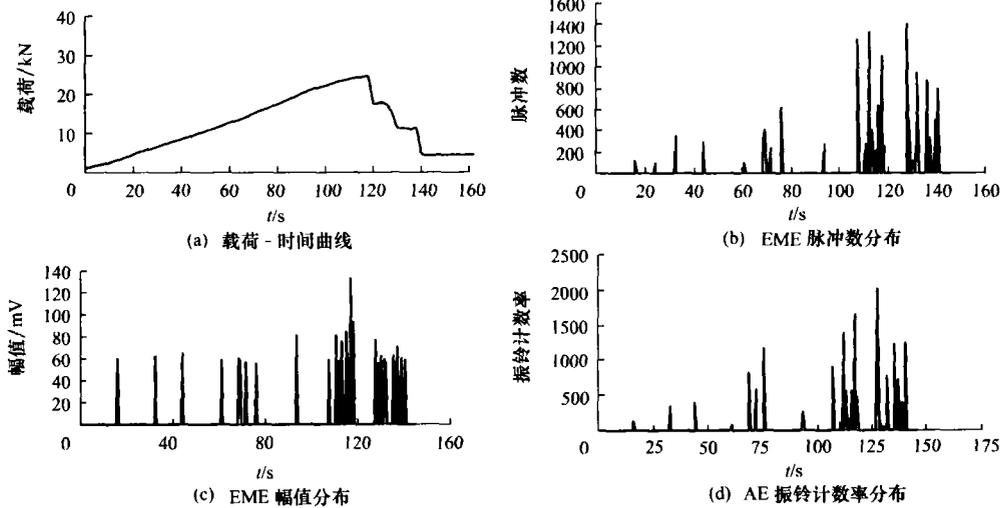


图2 煤样破坏载荷-时间曲线,AE 和 EME 图  
Fig.2 P-t, AE, EME curves of coal samples

## 2 弹塑脆性体模型分析

为了对描述上述煤岩等固体脆性材料变形破坏特征以及在其变形破坏过程中声发射和电磁辐射耦合规律,建立了煤岩等固体脆性材料变形破坏的弹塑脆性体模型<sup>[2-4]</sup>.

### 2.1 稳定破坏和冲击破坏

弹塑脆性体模型可采用 P-T (Poynting-Thomson)模型加两个脆性单元组成<sup>[3,7]</sup>,如图3所示,其中一个分支为 Hooke 单元+脆性单元组成,另一个分支为 Maxwell 单元+脆性单元组成.其中,脆性单元的强度临界值为  $\sigma_l$ ,材料的破坏程度用损伤因子  $D$  来描述,即当  $D=0$  时,材料没有破坏, $D=1$  时,材料完全破坏,而  $\sigma_f = \frac{\sigma}{1-D}$  称为有效应力.则其应变为

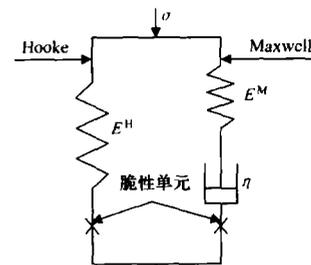


图3 弹塑脆性体  
Fig.3 Elastic-plastic-brittle model

$$\epsilon = \frac{\sigma}{E(1-D)} \quad (1)$$

故  $D$  是材料横截面上微裂隙的密度及应力集中效应的反映.

上述模型有一对脆性单元,当其脆性单元的应力  $\sigma_k < \sigma_l$  时,脆性单元为刚体,而当  $\sigma_k > \sigma_l$  时,脆性

单元破坏. 在 P-T 模型中, 当应力为常数时, 即  $\sigma = \sigma_0 = C$  时, Hooke 分支中  $\sigma^H$  逐渐增长, 而 Maxwell 分支中,  $\sigma^M$  逐渐减小.

如果在  $t$  时刻, 两分支  $\sigma^H$  和  $\sigma^M$  中有一个压力跳跃, 即有应力增量  $\Delta\sigma$ , 若其应力总和超过两个分支  $\sigma_i$ , 弹塑性脆性体破坏.

如果  $\sigma = \sigma_0 = \text{常数}$ , 而且两分支中的应力均小于  $\sigma_i$ , 则该模型的特性表现为 P-T 模型的特性.

$$\varepsilon(t) = \frac{\sigma_0}{E^H} + \left( \varepsilon_0 - \frac{\sigma_0}{E^H} \right) e^{-\frac{t}{\tau_\sigma}}, \quad (2)$$

$$\tau_\sigma = \frac{\eta}{E^M} \frac{(E^H + E^M)}{E^H}. \quad (3)$$

## 2.2 突发性与延时性

对于弹塑性脆性体模型, 最有讨论价值的情况是

$$\sigma_i < \sigma < \sigma_i \cdot G^H, \quad (4)$$

式中

$$G^H = 1 + \frac{E^M}{E^H}. \quad (5)$$

在这种情况下, 弹塑性脆性体经过时间  $\Delta t_2$  后破坏(称为流变-突变破坏).  $\sigma^H$  值需从  $t$  时刻的  $\sigma_i^H$  增加到  $\sigma_i^H(t) = \sigma_i$  (因  $\sigma^M$  是衰减的, 则仅有  $\sigma_i^H(t)$ , 使得  $\sigma_i^H(t) = \sigma_i$  而破坏).

当  $\sigma_0 > \sigma_i$  及  $\sigma_0 > E^H \varepsilon_0$  时,

$$\Delta t_2 = \tau_\sigma \cdot \ln \frac{E^H \varepsilon_0 - \sigma_0}{\sigma_i - \sigma_0}. \quad (6)$$

这是当载荷  $\sigma = \sigma_0 = \text{常数}$ , 而且满足公式(4)时弹塑性脆性体的破坏时间.

由此可知, 在  $\sigma$  等于常数的情况下, 弹塑性脆性体将出现两种强度特性, 即瞬时强度(载荷发生跳跃)和长时强度(常载荷作用), 对应的是两种破坏形式, 即突发性破坏和延时性破坏.

## 2.3 Kaiser 记忆效应

在弹塑性脆性体模型中, 弹脆性元素只须一个参量, 即临界强度  $\sigma_i$ , 当  $\sigma < \sigma_i$  时, 为线弹性, 当  $\sigma \geq \sigma_i$  时, 则发生不可逆转的破裂.

在 Hooke 分支和 Maxwell 分支的弹性元素处, 模型为弹性, 因在截面积  $ds$  上, 弹模  $E_0^H$  均相同, 则可用  $E_0^H$  与  $ds$  表示. 不考虑  $\sigma$  在横向的影响, 则 Hooke 体内的应力可表示为积分形式

$$\sigma(t) = \int \varepsilon(t) dE_0^H, \quad (7)$$

对于初始的弹性场, 采用  $E_0^H$ , 则

$$\sigma(t_0) = \varepsilon(t_0) E_0^H. \quad (8)$$

假设在每一时刻  $t$ , 两个分支均满足下面的条

件

$$S_0 = S_z(t) + S_c(t), \quad (9)$$

式中:  $S_z(t)$  为已破坏的面积;  $S_c(t)$  为作用面积. 作用面积  $S_c(t)$  的减小, 意味着破坏面积的增加, 弹模  $E^H$  的降低.

$$E^H(t) = E_0^H(1 - D(t)), \quad (10)$$

式中:  $D(t) \leq 1$  为损伤因子;  $E^H(t)$  是随时间变化的.

这样, 在  $t_1$  时刻弹脆性场的损伤因子  $D(t_1)$  为

$$0 \leq D(t_1) = \frac{S_z(t_1)}{S_0} \leq 1. \quad (11)$$

因为破坏的不可逆性,  $D$  值是非减的, 则弹脆性场表现为 Kaiser 效应.

## 2.4 煤岩变形破坏与声电耦合

尽管在弹性场中没有考虑任何阻尼元素, 但可以说, 岩石的损伤因子  $D$  的增长过程可以与声发射和电磁辐射的能量释放紧密相关. 损伤速度  $D'$  在某些情况下不是一个光滑的函数. 当损伤因子  $D$  上升到  $D + \sum \Delta D_i$  时, 声发射事件数和电磁辐射脉冲数与其变化一样. 如果  $N$  表示这些事件的总和, 即在  $t_2 > t_1$  时刻

$$D(t_2) - D(t_1) = \sum \Delta D_i = C \cdot N, \quad (12)$$

当  $\Delta t \rightarrow 0$  时

$$D'(t) \propto n(t), \quad (13)$$

式中  $n(t)$  是  $t$  时刻的声发射事件数或电磁辐射脉冲数.

式(13)说明, 如果破坏过程与声发射事件(电磁辐射脉冲数)一模一样, 则损伤速度  $D'$  与岩体活动性(声发射事件数或电磁辐射脉冲数)成正比. 如果与损伤因子增量  $\Delta D_i$  不是一样的, 而  $D(t_2) - D(t_1)$  之差却仍然等于增量  $\Delta D_i$  之和, 但这个增量  $\Delta D_i$  之和与  $N$  (事件数或脉冲数)不成正比. 这时, 可用能量来表示. 能量的变化  $\Delta W$  可由下式来确定

$$\Delta W = \sigma \cdot \Delta \varepsilon = \sigma(\varepsilon_2 - \varepsilon_1). \quad (14)$$

设破坏程度的损坏因子与变形呈线性关系

$$\varepsilon = C_1 D - C_0, \quad (15)$$

则

$$\Delta W = \sigma[(C_1 D_2 - C_2) - (C_1 D_1 - C_0)]. \quad (16)$$

由此, 得  $\Delta W$  与  $\Delta D$  成正比, 也即

$$D' \propto W' \propto w(t) \propto \varepsilon'. \quad (17)$$

这是一个非常重要的结果, 即如果  $\sigma$  为常数,

而且  $D \propto \epsilon$ , 在弹脆性场中出现破坏, 破坏速率表现在瞬间能量  $w(t)$  的释放中。

### 3 冲击破坏危险及声电判据

对于煤岩脆性材料, 其变形破坏是能量聚积和释放的结果, 是时间的函数。但在工程实际中, 确定变形, 破坏何时发生的这个时间问题是非常困难。

假设满足破坏的条件

$$\sigma^H(t) \geq \sigma_m^H(t) \geq \sigma^{mn},$$

或 
$$\epsilon(t) \geq \epsilon_m(t) \geq \epsilon^0,$$

式中  $\epsilon^0 = \frac{\sigma_l}{E^H + E^M} < \epsilon_l$ , 当出现  $\sigma = \sigma_l$ , 或者当  $\epsilon(t) =$

$\frac{\sigma_l}{E^N} = \epsilon_l$ , 脆性单元破坏。如果  $\epsilon(t)$  是观测到的实际变化值, 则危险程度  $Z(t)$  将由下式确定

$$Z_c(t) = 0 \quad \text{当 } \epsilon(t) < \epsilon^0, \quad (18a)$$

$$0 \leq Z_c(t) = \frac{\epsilon(t) - \epsilon^0}{\epsilon_l - \epsilon^0} \leq 1 \quad \text{当 } \epsilon(t) \geq \epsilon^0, \quad (18b)$$

式中  $Z_c(t)$  称之为某时刻煤岩破坏的危险性, 它确定了在  $\epsilon$  轴上某时刻的变形  $\epsilon(t)$  与破坏点之间的距离。

由上述分析可知, 煤岩变形破坏的  $\epsilon(t)$ ,  $w(t)$  与电磁辐射的幅值、脉冲数或声发射的事件数成正比, 则采用电磁辐射或声发射方法确定煤岩破坏的危险性同样可采用式(18)的方式, 其中  $N_l$  为临界值,  $N^0$  为初始值。

$$0 \leq Z_n(t) = \frac{N(t) - N^0}{N_l - N^0} \leq 1, \quad N(t) \geq N^0. \quad (19)$$

### 4 现场试验研究

研究表明<sup>[7-9]</sup>, 受载煤岩体在其变形破坏过程中将产生电磁辐射, 电磁辐射的强弱与煤岩体受力大小、变形破裂过程紧密相关。其主要参数是电磁辐射强度和脉冲数。电磁辐射强度主要反映了煤岩体的受载程度及变形破裂强度, 脉冲数主要反映了煤岩体变形及微破裂的频次。因此, 电磁辐射可用

来预测冲击矿压、煤与瓦斯突出等煤岩灾害动力现象。

由于煤岩体的破坏过程是一个动态过程, 是工作面 and 巷道周围应力重新分布的表现。而所测的煤岩变形破坏释放的电磁辐射也是一个动态过程。正常情况下, 这个过程的变化相对来说是稳定的。但当动态过程有了较大的变化时, 电磁辐射也有较大的变化和较长的持续时间, 说明冲击矿压危险性有了增加或降低。

根据上述理论及电磁辐射观测规律, 可采用电磁辐射的幅值和脉冲数偏差值确定冲击矿压的危险程度和进行预测预报

$$\begin{cases} \mu_{E_1}(E_1) = 0 & E_1 < a, \\ \mu_{E_1}(E_1) = \frac{E_1 - a}{b - a} & a \leq E_1 < b, \\ \mu_{E_1}(E_1) = 1 & E_1 \geq b, \end{cases} \quad (20)$$

式中:  $\mu_{E_1}(E_1)$  为所测观测点的冲击矿压危险指数;  $E_1$  为本班电磁辐射幅值或脉冲数与幅值平均值或脉冲数平均值的偏差值;  $a, b$  为系数。

某矿 3406(1) 工作面是一个强冲击矿压危险工作面。在 2001 年 3 月 6 日和 8 日分别发生了一次里氏震级  $M_L$  为 1.3 级和 1.7 级的矿震。而在 3 月 10 日 17 时 38 分工作面上出口 20~40 m 范围内发生了一次震级 1.7 级冲击矿压, 在 3 月 14 日 16 时 06 分工作面上出口 10~30 m 范围内同样也发生了一次 1.7 级冲击矿压。此外, 在 7 月 5 日 4 时 6 分在工作面下端头 40 m 范围内发生了 1.7 级冲击矿压。在矿震和冲击矿压发生前后, 采用电磁辐射进行了观测, 并进行了相应的预报, 避免了人员的伤亡。图 4 为 3 月 2 日至 16 日 3406(1) 工作面中部电磁辐射观测结果。图 5 为电磁辐射 3 个参数偏差值的变化规律。从图 5 中可以看出, 在煤岩体动态破坏的矿震和冲击矿压发生之前, 电磁辐射偏差值都有较好的反映。

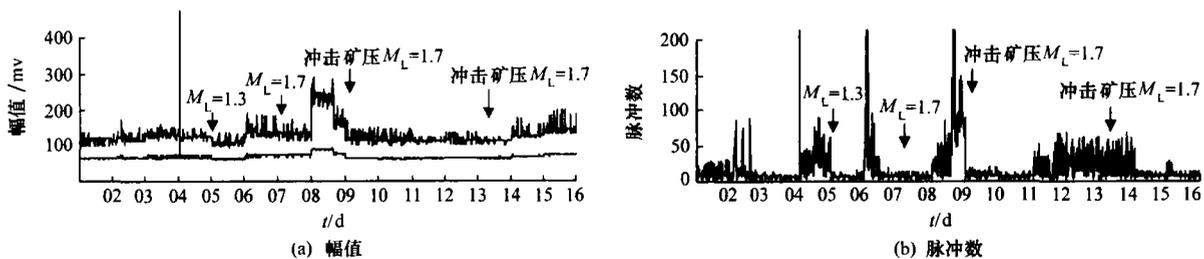


图 4 冲击矿压前后电磁辐射值的变化规律

Fig. 4 The regularity of the EME value before and after Rock Burst

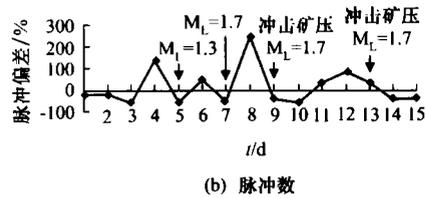
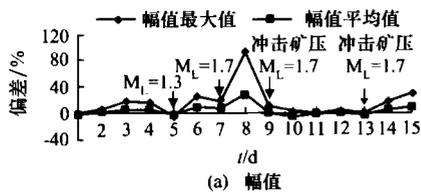


图5 工作面电磁辐射偏差变化图

Fig. 5 The changes of EME deviation of the working face

表1为该矿3406(1)工作面2001年3月10日1.7级,3月14日1.7级和7月5日1.7级3次冲击矿压前后电磁辐射偏差的最大值.根据观测结构的统计分析,可以确定相应的冲击矿压危险预报模型和模型的各系数值.对于幅值最大值的偏差值, $a=0, b=61\%$ ;对于幅值平均值的偏差值, $a=0, b=21\%$ ;对于脉冲数的偏差值, $a=0, b=201\%$ .

表1 冲击矿压前后电磁辐射偏差值  
Table 1 The EME deviation value before and after rock burst

日期	幅值最大值 偏差/%	幅值平均值 偏差/%	脉冲数偏差/ %
3月10日	89	29	248
3月14日	41	13	81
7月05日	10	5	125
平均	46	16	151

根据上述确定的电磁辐射指标,对3406(1)工作面各观测点进行冲击矿压危险性判断.如果以中等冲击危险作为标准,则采用电磁辐射对1.0级以上矿震及冲击矿压危险能够100%的反映,如果以强冲击矿压危险作为标准,则能够反映73%的矿震和冲击矿压.

## 5 结论

1) 由P-T模型加两个脆性单元组成的弹塑脆性模型,可描述煤岩等材料的稳态破坏和冲击型破坏、冲击破坏的突发性和延时性、破坏过程中的声发射和电磁辐射现象等.

2) 通过对弹塑脆性模型的分析,可建立煤岩冲击破坏的声电前兆危险判据,该判据反映了煤岩冲击破坏的危险程度.

3) 现场试验研究表明,采用煤岩冲击破坏的电磁辐射判据,可对冲击矿压危险性进行预测预报,而且预测的准确率较高.

## 参考文献:

[1] 何学秋,刘明举.含瓦斯煤岩破坏电磁动力学[M].徐

州:中国矿业大学出版社,1995.

[2] 窦林名,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.

[3] 窦林名.煤岩突变的声电效应规律及其应用研究[D].徐州:中国矿业大学能源与安全工程学院,2001.

[4] Kornowski J. Podstawy aktywnych sejsmoakustycznych metod oceny zagrożenia lokalnym zniszczeniem górotworu[J]. Praca Naukowe w GIGu, 1994(793): 35-46.

[5] 窦林名,何学秋,Drzeźla B.冲击矿压危险性评价的地音法[J].中国矿业大学学报,2000,29(1):85-88.

Dou L M, He X Q, Drzeźla B. AE method of evaluating the danger of rock burst [J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2000,29(1):85-88.

[6] Dou L M, Drzeźla B. Zmodyfikowana kompleksowa metoda oceny stanu zagrożenia tapaniami w kopalniach węgla kamiennego[J]. Przegląd Gorniczy, 1998, 54(11):20-25.

[7] 窦林名,曹其伟,何学秋,等.冲击矿压危险的电磁辐射监测技术[J].矿山压力与顶板管理,2002,19(4):89-91.

Dou L M, Cao Q W, He X Q, et al. EME monitoring technique of rock burst [J]. Ground Pressure and Strata Control, 2002.19(4):89-91.

[8] 窦林名,何学秋,王恩元,等.由煤岩变形破坏所产生的电磁辐射[J].清华大学学报(自然科学版),2001,41(12):86-88.

Dou L M, He X Q, Wang E Y, et al. Research on the electromagnetic emission in the rock and coal burst failure [J]. Journal of Tsinghua University 2001, 41(12):86-88.

[9] Dou L M, He X Q, Wang E Y, et al. Experimental research on the electromagnetic emission of rock & coal burst failure [J]. Zeszyty Naukowe Politechniki Slaskiej, 2000(246):371-376.



文章编号: 0253-9993(2004)04-0396-04

## 4 冲击矿压预测的电磁辐射技术及应用

窦林名, 何学秋, 王恩元

(中国矿业大学 能源科学与工程学院, 江苏 徐州 221008)

**摘要:** 试验研究表明, 煤岩在冲击破裂过程中, 裂缝的形成和颗粒的摩擦会产生电磁辐射; 煤岩体所受的应力越高、变形破裂越强烈, 电磁辐射信号越强; 现场观测的微震和冲击矿压发生前, 电磁辐射也有较大幅度的增加。为此, 提出了非接触式电磁辐射预测冲击矿压危险的临界指标和偏差技术。

**关键词:** 冲击矿压; 电磁辐射; 临界指标; 偏差值; 危险监测

**中图分类号:** TD324 **文献标识码:** A

### Electromagnetic emission technique of monitoring rock burst and its application

DOU Lin-ming, HE Xue-qiu, WANG En-yuan

(School of Energy Science and Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008 China)

**Abstract:** Experimental study show that the EME (electromagnetic emission) is caused by the crack expands and friction of granule during rock and coal burst failure. The higher the stress in the coal is, the stronger the deformation and the failure are, and the stronger the signal of the EME is. The EME is increased by a relatively large margin before the slight shock and rock burst break out at spot. Therefore, some methods to monitor and forecast the danger of rock burst are proposed, such as critical point and deviation values which by non-contact method.

**Key words:** rock burst; electromagnetic emission (EME); critical point; deviation values; monitoring danger

煤岩动力灾害——冲击矿压是一种较为典型的矿山灾害动力现象, 其发动阶段的突然性和剧烈的破坏性对矿山安全构成很大的威胁。特别是随着煤矿开采深度每年以 10 m 的速度增加, 冲击矿压问题越来越突出。徐州、大同、抚顺等矿务局都面临冲击矿压的威胁问题。在冲击矿压的危险性评价及预测、预报方面, 世界各国采用的方法有综合评价法, 其中包括分析认识法、地震法、地音法, 以及小直径钻孔法<sup>[1]</sup>。这些方法在可能发生的冲击矿压的地点进行危险性预报评价, 为采取相应的治理措施打下基础。目前这些方法主要以接触式法为主, 但预报的准确率在各种因素影响下, 近期还很难提高。电磁辐射是在 20 世纪 90 年代末发展起来的预测、预报冲击矿压危险的技术, 目前只有中国(中国矿业大学)和俄罗斯在进行这方面的研究工作<sup>[1~12]</sup>。本文将结合中国矿业大学对煤岩破坏过程中所伴随的电磁辐射效应规律的研究成果, 提出用非接触电磁辐射监测冲击矿压灾害危险的技术原理和基本准则, 并进行工程实践验证。

### 1 煤岩冲击破坏的电磁效应规律

煤岩材料的破裂一般呈张拉或剪切形式。煤岩体的裂纹扩展时, 处于裂纹尖端表面区域中在应力诱导

收稿日期: 2003-09-22

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(50074030); 国家自然科学基金重点资助项目(50134040); 教育部博士点基金资助项目(20030290017)

作者简介: 窦林名(1963-), 男, 青海平安人, 教授, 博士生导师。Tel: 0516-3885904, E-mail: lmdou@cumt.edu.cn

极化作用下积聚大量正负电荷，裂纹尖端表面区域的扩展运动、电荷的迁移过程以及破坏停止后正负电荷的快速综合过程均会伴随电磁辐射效应。煤岩剪切摩擦过程微观上是破坏过程，同样也会伴随电磁辐射效应。因此，承载煤岩在微观上非均匀应力作用下的变形及破裂过程必然伴随着电磁辐射效应。煤岩变形及破裂过程中的电磁辐射是煤体各部分的非均匀变速变形引起的电荷迁移和裂纹扩展过程中形成的，煤体中应力越高，变形破裂过程越强烈，电磁辐射信号越强，其主频带也越高<sup>[1-7]</sup>。

图1为某矿具有强烈冲击倾向性四层煤试样冲击破坏过程中电磁辐射的试验结果。试样是从原煤岩中直接钻取50 mm×100 mm的原煤试样。试验系统由加载系统、电磁辐射宽频带接收天线、电磁辐射信号数据采集系统、载荷和位移记录系统及电磁屏蔽系统等组成。

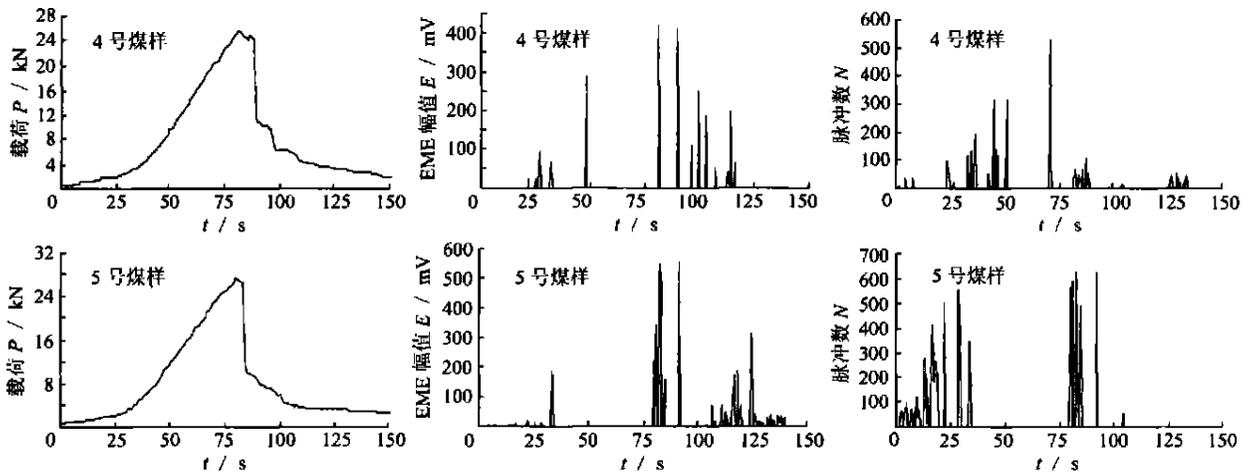


图1 煤样的试验结果

Fig 1 The experiment results of coal samples

由上述试验结果及笔者已进行的研究可得出煤体在载荷作用下变形及破裂过程中产生电磁辐射信号，基本上随着加载及变形速率的增加而增强。从煤变形破坏试验结果来看，煤试样在发生冲击性破坏前，电磁辐射强度一般在某个值以下，而在冲击破坏时，电磁辐射强度突然增加。如果将煤岩体在载荷作用下，冲击破坏时最大应力的80%作为煤岩体冲击破坏的应力预警区，由于电磁辐射与煤体应力具有一定的对应关系，因此可得出煤岩体冲击破坏应力预警区的电磁辐射预警值。根据确定的预警值进行煤岩体冲击破坏的预报，表1为某矿四层煤样冲击破坏的电磁辐射预警值。实验结果表明，煤体电磁辐射的脉冲数随着载荷的增大及变形破裂的增强而增大，即煤体应力越大，变形破裂越强烈，电磁辐射信号也越强。

表1 煤样冲击破坏的电磁辐射预警值

Table 1 The warning EME value of rock burst of coal and rock sample

煤 层	冲击破坏的应力值/MPa		冲击破坏的电磁辐射值			
	最大值	预警值	幅值/mV		脉冲数	
			最大值	预警值	最大值	预警值
4号煤	16.1	12.9	433	346	610	488

## 2 电磁辐射监测冲击矿压危险技术原理<sup>[2, 4, 12]</sup>

在掘进或回采过程中，围岩原有力学平衡状态被打破，应力将重新分配，向新的平衡状态转化，转化期间煤体必然要发生变形或破裂，引起电磁辐射。电磁辐射强度与煤的应力状态有关，在煤体松弛区域，应力较低，电磁辐射信号较弱，且变化较小；在应力集中区，煤体的变形破裂过程较强烈，电磁辐射信号

较强, 频率较高. 煤体的应力集中程度越高, 发生冲击矿压的危险性就越大. 因此通过监测煤体的电磁辐射信号强弱及其变化可以预测煤体的冲击危险程度. 对煤体采用非接触方式监测的信号是松弛区和应力集中区产生的电磁辐射信号的总体反映. 当监测范围内出现高应力集中区时, 接受的信号表现出高应力集中区的特征, 因此可以通过监测煤体的电磁辐射信号来预测监测范围内高应力集中区的范围及大小, 从而实现煤体冲击矿压的监测预报. 研究表明, 煤岩冲击、变形破坏的变形值  $\epsilon(t)$ 、释放的能量  $w(t)$  与电磁辐射的幅值、脉冲数成正比. 冲击矿压发生前的一段时间, 电磁辐射值较高, 之后有一段时间相对较低, 但这段时间内, 其电磁辐射值均达到、接近或超过临界值, 之后发生冲击矿压. 电磁辐射的变化反映了煤岩破坏发生、发展的过程. 由于电磁辐射强度和脉冲数综合反映了煤体应力集中程度, 因此监测收集电磁辐射幅值最大值、幅值平均值、脉冲数 3 个指标来反映不同应力条件下电磁辐射特征.

电磁辐射监测冲击矿压危险的方法有临界值法、偏差法等. 临界值法是在正常没有冲击矿压危险的情况下, 以  $n$  次监测电磁辐射 3 个特征参数的平均值为基础, 取其平均值的  $k$  倍作为临界值. 当监测数据大于临界值时, 即预报煤体冲击危险增强. 其预测公式为  $E_l = k\bar{E}$ . 其中  $\bar{E}$  为电磁辐射幅值 (或脉冲数) 平均值;  $n$  与  $k$  值的确定根据煤层条件进行选取. 一般取  $n > 10$ ,  $k = 1.4 \sim 1.5$ . 偏差法就是通过分析监测数据与正常情况下平均数据的偏差值大小来预测、预报工作面冲击危险的程度. 实践表明, 冲击矿压发生前, 电磁辐射的偏差值均发生明显变化, 其预测公式为  $d = (E - \bar{E}) / \bar{E}$ , 其中  $E$  为电磁辐射幅值 (或脉冲数) 观测值.

### 3 冲击危险的监测实践

(1) 试验工作面条件 电磁辐射监测预报实践是在某矿 3406 (1) 工作面进行的. 3406 (1) 工作面位于 -750 水平 3 采区第 2 区段四层煤上分层工作面. 四层煤厚 6.5 m, 具有强烈冲击倾向性, 分 3 层开采, 上分层采高 2.2 m, 倾角平均  $34^\circ$ . 直接顶为 2.0 m 厚的粉砂岩, 基本顶为 70 余米厚的砂岩, 粉、中、粗砂岩互层; 3406 (1) 工作面回风巷和运输巷标高分别为 -537, -635 m, 上为 3405 工作面采空区, 西为井田边界, 东为 2407 采空区, 下为 3407 工作面, 工作面走向长 650 m. 3406 (1) 工作面采用走向长壁跨落法开采, 单体液压支柱配铰接顶梁支护, 放炮落煤, 自溜运输.

(2) 电磁辐射监测方法 采用 KBD5 型电磁辐射仪进行工作面煤体的电磁辐射监测, 监测方式为非接触式定向测试, 为宽频带监测, 接收频率上限 500 kHz, 有效监测距离 7 ~ 22 m, 测点间距 10 m.

(3) 试验工作面电磁辐射特征 观测结果表明, 正常情况下, 工作面及巷道的电磁辐射的幅值及脉冲数较小, 变化不明显. 工作面不同部位电磁辐射值不同, 顶板压力大及煤体冲击危险性高的区域, 电磁辐射值高. 在较大的矿震、冲击矿压发生前, 电磁辐射有明显反映, 其幅值或脉冲数增长幅度较大. 在冲击危险区域, 诱发爆破后, 电磁辐射的脉冲数变化剧烈, 说明在这期间煤壁内变形破坏变化强烈, 发生冲击矿压危险的可能性较大. 图 2 为 3406 (1) 工作面中部电磁辐射观测结果 (图中  $M_i$  为震级). 图 3 为电磁辐射 3 个参数偏差值的变化规律. 由图 2, 3 可看

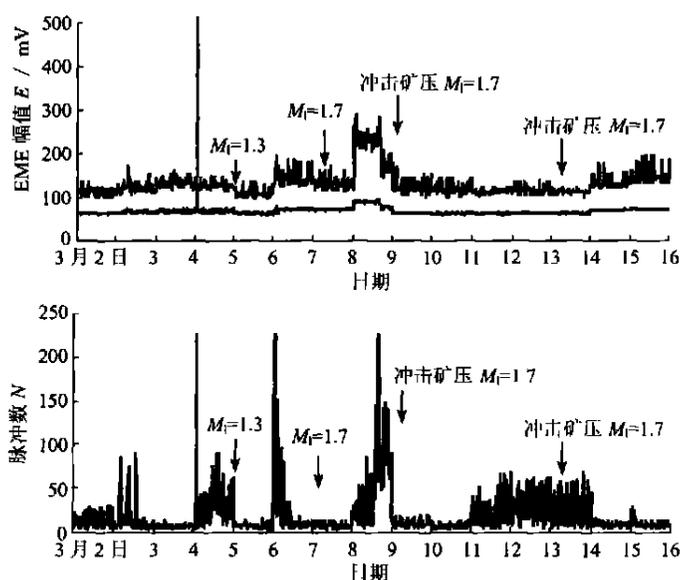


图 2 冲击矿压前、后电磁辐射值的变化规律

Fig. 2 The regularity of the EME amplitude and impulse fore-and-aft rock burst

出, 冲击矿压发生前, 电磁辐射的 3 个特征参数均不同程度地超过了某一临界值, 其偏差值变化较大. 因此, 采用电磁辐射监测配合其它监测方法可以大大提高工作面冲击危险的预测预报的准确程度.

(4) 预测效果分析 根据确定的电磁辐射监测预报指标, 对 3406 (1) 工作面各观测点进行冲击矿压危险性判断. 如果将监测到的 C 级 (中等) 冲击矿压危险作为预测标准, 则对 1.0 级以上矿震及冲击矿压危险预测的准确率为 100%, 如果将监测到的 D 级 (强) 冲击矿压危险作为预测标准, 则冲击矿压危险预测的准确率为 73%.

## 4 结 论

煤岩体在载荷作用下变形及破裂过程中有电磁辐射信号产生. 电磁辐射基本上随着载荷的增大而增强, 随着加载及变形速率的增加而增强. 根据实验结果, 煤试样在发生冲击性破坏以前, 电磁辐射强度一般在某个值以下, 而在冲击破坏时, 电磁辐射强度突然增加, 脉冲数随着载荷的增大及变形破裂过程的增强而增大. 现场实践表明, 电磁辐射幅值最大值、平均值、脉冲数随着工作面冲击危险性的增强而变化, 找出了工作面不同状态下电磁辐射特征及工作面预测预报指标, 通过应用, 预报出多次冲击危险. 电磁辐射监测冲击矿压灾害危险的方法, 可在类似的条件下推广应用.

### 参考文献:

- [ 1 ] 窦林名, 何学秋. 由煤岩变化破坏引起的电磁辐射 [ J ]. 清华大学学报, 2001, 41 (12): 86 ~ 88.
- [ 2 ] 窦林名, 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.
- [ 3 ] 何学秋, 刘明举. 含瓦斯煤岩破坏电磁动力学 [ M ]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1995.
- [ 4 ] 窦林名, 何学秋. 采矿地球物理学 [ M ]. 北京: 中国科学文化出版社, 2002.
- [ 5 ] Dou Linming, Xu Fangjun, Zhang Xiufeng. EME rockburst monitoring in Coal Mine Huafeng [ A ]. International Scientific-Technical Symposium Rockburst 2002 Research and Prevention Systems Proceedings [ C ]. Poland: Glowny Instytut Gorniczy Press, 2002. 261 ~ 267.
- [ 6 ] 何学秋. 含瓦斯煤岩流变动力学 [ M ]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1995.
- [ 7 ] 王恩元, 何学秋. 煤岩变形破坏电磁辐射的实验研究 [ J ]. 地球物理学报, 2000, 43 (1): 131 ~ 137.
- [ 8 ] 钱书清, 任克新, 吕 智. 伴随岩石破裂的 VLF、MF、HF 和 VHF 电磁辐射特性的实验研究 [ J ]. 地震学报, 1996, 18 (3): 346 ~ 351.
- [ 9 ] 郭自强, 周大庄, 施行觉, 等. 岩石破裂中的电子发射 [ J ]. 地球物理学报, 1988, 31 (5): 566 ~ 571.
- [ 10 ] 郭自强, 郭子祺, 钱书清, 等. 岩石破裂中的声电效应 [ J ]. 地球物理学报, 1999, 42 (1): 74 ~ 83.
- [ 11 ] 窦林名. 煤岩突变的声电效应规律及其应用研究 [ D ]. 徐州: 中国矿业大学, 2001.
- [ 12 ] 窦林名, 曹其伟, 何学秋, 等. 冲击矿压危险的电磁辐射监测技术 [ J ]. 矿山压力与顶板管理, 2002, 19 (4): 89 ~ 91.

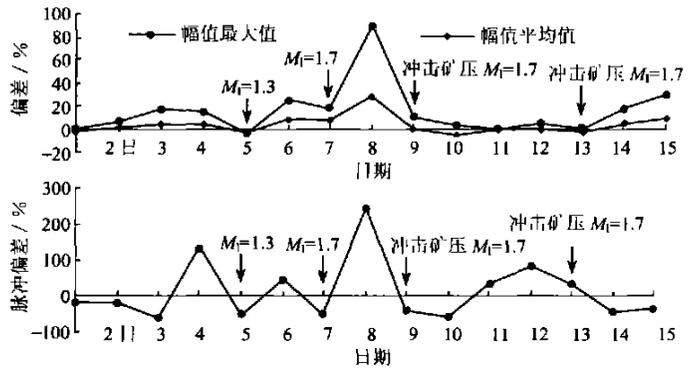


图 3 3406 (1) 工作面电磁辐射偏差变化 (3 月)

Fig. 3 The changes of EME deviation of the working face (march)

文章编号: 1000-1964(2004) 02-0145-05

## 5 离层注浆控制冲击矿压危险机理探讨

窦林名, 许家林, 陆菜平, 秦玉红, 姚精明

(中国矿业大学 能源科学与工程学院, 江苏 徐州 221008)

**摘要:** 煤层上覆坚硬厚层岩层组成的主关键层对冲击矿压的发生具有强烈的影响. 主关键层岩层的剧烈活动是冲击矿压发生的集中区域, 而且震级也高; 冲击矿压的发生需要煤层及其周围岩层中聚集大量的弹性能外, 还需要主关键层破裂等释放的外部能量; 该外部能量与岩层厚度的平方、抗拉强度的 2.5 次方成正比; 破断中心距巷道工作面越近, 释放的能量越大, 传播到巷道工作面处的能量越大, 越容易引发冲击矿压. 因此, 可采用覆岩离层注浆等技术手段保证覆岩主关键层的长期稳定, 消除主关键层岩层破断引发的冲击矿压危险.

**关键词:** 坚硬厚层岩层; 主关键层; 冲击矿压; 能量; 离层注浆

**中图分类号:** TD 31 **文献标识码:** A

### Study of Controlling Rock Burst with Grouting Bed Separation

DOU Lin-ming, XU Jia-lin, LU Cai-ping, QIN Yu-hong, YAO Jing-ming

(School of Mineral and Energy Resources, CUMT, Xuzhou, Jiangsu 221008, China)

**Abstract** The main key stratum that is made up of the hard stratum covering over the coal seam has a great influence on rock burst. The violent active area of the main key stratum is the area where the high magnitude rock bursts of take place. The occurrence of rock burst not only need a great deal of elastic energy gathering in the coal seam and the around rock stratum, but also the external energy released by the main key stratum break. The external energy is proportioned to the square of rock stratum thickness and to the powers of 2.5 of the tensile strength. The nearer of the break central to the working face, the bigger of the released energy, so is the energy spread to the working face in roadway, and the easier to induce the rock burst. Therefore, the method of grouting bed separation can be adopted to ensure the long-term stability of the main key stratum, and eliminate the rock burst danger induced by main key stratum break.

**Key words** hard and thick stratum; main key stratum; rock burst; energy; grouting bed separation

自 1738 年英国首次报道发生冲击矿压现象以来, 世界各地陆续记录和报道了这种现象. 我国煤矿自 1933 年在抚顺胜利煤矿发生冲击矿压以来, 已发生破坏性冲击矿压 4000 多次, 造成大量巷道破坏和人员的伤亡, 引起了岩石力学和工程界的高度重视. 但由于岩体的复杂性和各种环境的影响, 冲击矿压的理论和防治研究、实际应用工作等都还

很不成熟<sup>[1-3]</sup>. 特别是像新汶华丰煤矿 4# 煤层上方存在的近 550 m 巨厚砾岩岩层条件和淮北海孜煤矿煤层上方存在的近 120 m 巨厚火成岩的条件, 由于其距煤层远, 岩层厚, 在其破断运动时, 产生强烈的震动, 释放大量的能量, 造成井下工作面的强烈冲击, 就无法采用常规措施进行防治冲击矿压危险了.

收稿日期: 2003-08-31

基金项目: 国家自然科学基金项目(50074030); 国家自然科学基金重点项目(50134040); “十五”科技攻关项目(2001B A803B0408)

作者简介: 窦林名(1963-), 男, 青海省平安县人, 中国矿业大学教授, 博士生导师, 工学博士, 从事矿山压力、冲击矿压、采矿地球物理方面的研究.

中国矿业大学钱鸣高院士提出了岩层控制关键层理论<sup>[4]</sup>。基于该理论,可采用关键层下离层注浆,从而达到减沉,保护方面的目的。国内外对这方面的研究已有相应的报道<sup>[4]</sup>。但对于采用离层注浆技术等来控制主关键层的破断,从而达到控制、减弱或消除冲击矿压危险等方面的研究,目前进行的较少,也少有这方面的文章来介绍。本文从能量的角度,来分析顶板主关键层的破断运动对冲击矿压发生的影响,从而提出采用离层注浆技术控制主关键层的破断,控制冲击矿压发生的原理和技术。

## 1 绿色开采的离层注浆减沉技术

根据岩层控制的关键层理论,在采场上覆岩层中存在着多层岩层时,有一个对岩体活动全部或局部岩层起控制作用的关键岩层。该关键岩层破断将导致全部或相当部分的上覆岩层产生整体运动。

实验和实测研究结果均证明<sup>[5]</sup>,主关键层对地表移动过程起控制作用,主关键层的破断将导致地表的快速下沉,地表下沉速度随主关键层周期破断而呈现跳跃变化。

一般情况下,工作面开采初期,关键层呈梁或板的形态,其下产生离层。随着工作面的推进,离层量不断增加,最大离层量位于采空区中部。当工作面推进到一定程度后,关键层断裂垮落,中部的离层量消失,见图1所示。

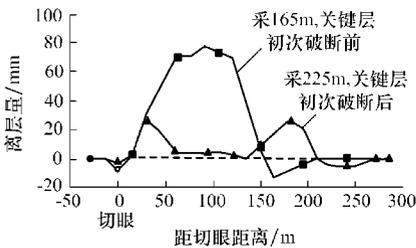


图1 关键层初次破断前后离层规律

Fig. 1 Bed separation rule of the key stratum first break

为了控制关键层岩层不破断和释放能量,可对关键层岩层初次破断前离层发育区注浆。采用上述技术,第一,可保证主关键层不破断失稳,达到控制岩层减沉的目的,保证地面建筑物不受损害;第二,可保证关键层岩层的完整和不断裂,消除关键层的破断对冲击矿压发生的影响。

关键层初次破断前的离层区发育,离层量大,易于注浆充填;而一旦关键层初次破断后,关键层下离层量明显变小,仅为初次破断前的1/3~1/4,注浆难度加大。因此离层注浆必须在关键层临初次破断前进行。始终保持关键层不发生初次破断是钻孔布置和处决减沉效果的最佳选择。

## 2 主关键层运动对冲击矿压的影响

### 2.1 冲击矿压发生的能量关系

冲击矿压是巷道周围煤岩体的(物理)爆炸,形成突然猛烈的破坏。发生冲击矿压时,部分煤岩体要垮落、破碎,获得较高的动能,以较大的速度向巷道抛出<sup>[1,3]</sup>。假设在冲击矿压状态下,破碎煤岩体的初始速度为 $v_0$ ,该速度必须大于某一值,才会发生冲击。

这样,破碎岩体的动能为

$$U_k = \frac{1}{2} d v_0^2, \quad (1)$$

式中  $d$  为破碎岩体的平均密度。研究表明,当破碎煤岩体的初始速度为  $v_0 \geq 10$  m/s 时,肯定会发生冲击矿压。如果取  $d = 2.5$  Mg/m<sup>3</sup>,则发生冲击矿压的最小动能为,  $U_{k\min} = 125$  kJ/m<sup>3</sup>。

在一定开采深度下,由于重力作用,煤岩体中聚积有一定的弹性能。原始应力状态为:

$$U_0 = \frac{1}{2E} P^2 = \frac{(VH)^2}{2E}, \quad (2)$$

式中:  $U_0$  为原始应力状态下聚集的弹性能,  $H$  为采深, m;  $V$  为岩体的容重, N/m<sup>3</sup>;  $E$  为岩体的弹性模量, MPa。

如果要发生冲击矿压,则需要在井巷周围煤岩体中聚积大量的能量,即由于采矿或构造应力作用,产生应力集中。假设煤岩体中聚积的弹性能一半转化为动能,则发生冲击时,其应力集中系数  $K$  应达到:

$$K \geq \frac{707}{VH} \sqrt{E}. \quad (3)$$

一般情况下,煤岩体中聚积的弹性能  $U_s$  小于煤岩体的最小破碎动能,即  $U_s < 2U_{k\min}$ ,故要发生冲击矿压,需要有外部能量  $U_f$  的参与,即:

$$U_s + U_f \geq 2U_{k\min}, \quad (4)$$

则

$$U_f \geq 2U_{k\min} - K^2 \frac{(VH)^2}{2E}. \quad (5)$$

当采深为 1 000 m,岩石的容重为 26 kN/m<sup>3</sup>,煤体弹模为 100 GPa,应力集中系数为 4 时,  $U_f$  为 392 kJ/m<sup>3</sup>。该能量主要是由顶板岩层(主关键层)断裂运动产生的地震波能和矿井采矿作业、爆破产生的爆炸能组成。

### 2.2 主关键层破断释放的能量及对冲击矿压发生的影响

主关键层是对上覆所有岩层的运动起控制作用的岩层。当其破断运动时,破断运动影响范围大。

释放的能量多,会引起采场矿压的强烈显现,甚至会引发强烈的冲击矿压动力灾害。

随着开采面积的增加,顶板岩层的主关键层就像工作面老顶岩层那样,也发生初次破断运动和周期性的破断运动。在初次破断和周期性的破断时,主关键层内聚集的弯曲弹性能分别为<sup>[2]</sup>

$$U_{w0} = \frac{q^2 L_0^5}{576EJ}, \quad (6)$$

$$U_{wp} = \frac{q^2 L_p^5}{8EJ}. \quad (7)$$

根据梁的理论,顶板岩层初次断裂步距  $L_0$  和周期断裂步距  $L_p$  分别为<sup>[6]</sup>:

$$L_0 = \frac{\sqrt{2h^2 R_T}}{q}, \quad (8)$$

$$L_p = \frac{\sqrt{2h^2 R_T}}{3q}. \quad (9)$$

将断裂步距代入顶板弯曲弹性能公式中,则可以得到:

$$U_{w0} = \frac{h^2}{12E} \frac{2R_T^5}{q}, \quad (10)$$

$$U_{wp} = \frac{h^2}{6E} \frac{2R_T^5}{3q}, \quad (11)$$

式中:  $q$  为主关键层岩层及上覆岩层附加荷载的单位长度载荷,  $N/m^2$ ;  $E$  为主关键层岩层弹性模量,  $MPa$ ;  $J$  为主关键层岩层端面惯矩,  $J = \frac{h^3}{12}$ ;  $R_T$  为主关键层岩层的抗拉强度,  $MPa$ ;  $h$  为主关键层岩层的厚度,  $m$ 。

从上述两个公式可以看出,顶板中积聚的弯曲弹性能与主关键层岩层厚度的平方成正比,与其抗拉强度的 2.5 次方成正比。因此,可以说,主关键层岩层越厚,岩层的强度越大,其中聚集的弯曲弹性能越多。

当主关键层岩层破断时,上述能量就会以震动、地震波的形式释放出来<sup>[1,3]</sup>。从主关键层岩层的破断处开始,在长度为  $dL$  的范围内,能量的变化值为  $dU$ 。在通过距离为  $L$  后,有一定比例的能量损失,其变化可以写成:

$$-dU = \lambda U dL, \quad (12)$$

其中  $-dU$  为能量的负增长,或者说是能量的损失。

因此,主关键层破断产生的能量到达巷道或工作面时,由于部分能量的损失,其剩余能量为

$$U_f = U_w e^{-\lambda L}, \quad (13)$$

这里  $U_w$  为  $L=0$  时的震动能量,  $J$ , 即主关键层岩层破断释放的震动能量;  $\lambda$  为能量的衰减系数,它与

巷道和工作面类型,震中释放能量的大小有关<sup>[7]</sup>。震中释放的能量越大,  $\lambda$  也越大。一般  $\lambda = 0.012 \sim 0.039$ 。

图 2 为传播到巷道和工作面的能量与震中释放能量、传播距离之间的关系(图中,  $M_L$  表示里氏震级)。由此可知,主关键层岩层破断释放的震动能量  $U_w$  越大,传播到巷道或工作面的能量  $U_f$  (单位,  $J$ ) 也就越大,越容易发生冲击矿压;主关键层岩层破断的位置距巷道或工作面越近,传播到巷道或工作面的能量  $U_f$  也越大,也越容易发生冲击矿压。

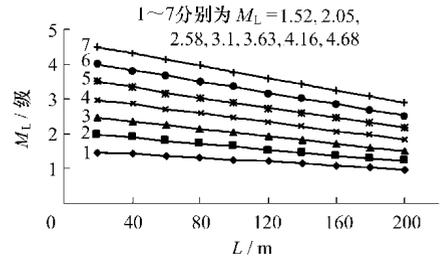


图 2  $U_f$  与震中能量、传播距离  $L$  的关系  
Fig. 2 Relationship between  $U_f$  and seismic energy, distance  $L$

### 2.3 实例分析

新汶华丰井田位于新蒙向斜之南翼西端,井田东西走向长 7 km,南北倾斜宽 2.2 km,地层倾角  $26^\circ \sim 38^\circ$ 。可采煤层共 7 层,其中 4# 煤层是主采煤层,平均厚 6.5 m。目前 4# 煤层已开采 -750 m 水平,采煤方法为走向长壁分三层开采,顶板管理为垮落法。地表地势平坦,标高 +115 m。4# 煤层上覆岩层主要特点是,表土层厚仅 0~4 m,表土层下有一层完整性好的坚硬巨厚砾岩层,砾岩层平均厚度约 550 m。其综合柱状图见图 3 所示。根据关键层理论的判别方法,其中的巨厚砾岩层为主关键层。

岩性	柱状	厚度/m
表土层		4.0
砾岩		550
红土层		50
泥岩		19
细砂岩		56
中砂岩		12.3
粉砂岩		3.7
中砂岩		5.8
细砂岩		9.5
4# 煤		6.5

图 3 综合柱状图

Fig. 3 Geological column of 4# coal seam

华丰煤矿是我国典型的深部冲击矿压矿井,而主关键层巨厚砾岩的破断运动是形成强烈冲击矿压的重要影响因素。砾岩的破断运动是其底部离层平衡系统失稳垮落的结果。在离层孕育失稳过程中,砾岩体内积聚了大量的弹性能,并作用于采空区周围的岩体内,形成高应力集中带。当离层面积达到一定程度后,平衡条件被破坏,砾岩层就会发生断裂垮落运动。

华丰矿由于第四纪表土层较薄(0~4 m),而第三系砾岩层厚度大,整体性较好,所以其地表移动变形情况实质上反映了上覆岩层的运动情况,地表沉降规律即反映了砾岩层的移动规律。图4为华丰矿联合布置工作面1407和1408推采距离、地表移动下沉速度和冲击矿压之间的关系(图中, $M_L$ 表示里氏震级,不同的符合表示相应的震级)。

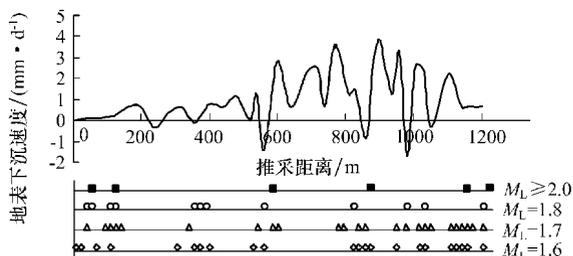


图4 推采距离、下沉速度和冲击矿压之间的关系  
Fig. 4 Relationship between area of extraction, speed of surface subsidence and rock burst

从图中可以看出,冲击矿压绝大部分发生在砾岩的断裂运动阶段;砾岩的初始断裂运动阶段是冲击矿压发生集中的区域;砾岩层的剧烈活动阶段是冲击矿压发生集中的区域,而且震级也较大。

### 3 离层注浆控制冲击矿压

由上述分析可知,主关键层的破断,将释放大量的弹性能,从而引发冲击矿压的发生。因此,采用关键层理论,可进一步优化冲击矿压条件下煤层的开采设计,其基本原则是保证上覆岩层中的主关键层不破断并保持长期稳定。通过覆岩离层注浆等技术手段来保证覆岩主关键层的稳定。

覆岩离层注浆是控制主关键层破断和运动的新技术。离层注浆的基本原理是利用岩层移动过程中上覆岩层内形成的离层空间,从地面布置钻孔向离层空洞充填外来材料来支撑上覆岩层,从而控制覆岩主关键层的断裂和运动,达到消除由于主关键层破断引起的冲击矿压和减缓地表下沉的目的,见图5所示。

抚顺矿务局在我国首次采用离层注浆减缓地表下沉的试验取得成功之后,此项技术引起了我国

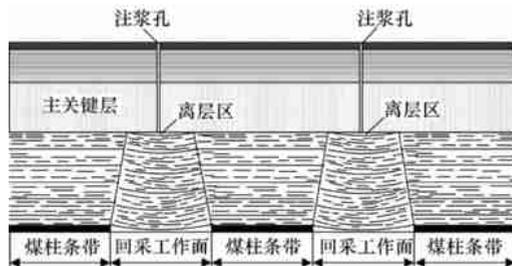


图5 离层注浆控制主关键层的示意图  
Fig. 5 Diagram of controlling key stratum by grouting bed separation

从事岩层控制的专家和工程技术人员的重视,先后在多个煤矿进行了离层注浆减缓地表沉降现场试验。同时,在淮北海孜煤矿也开始进行了以控制主关键层为主,来控制冲击矿压危险的试验及现场研究工作。其主要内容包括:

1) 分析冲击矿压发生的原因,确定对冲击矿压的发生有巨大影响的覆岩关键层位置,研究进行离层注浆控制岩层主关键层破断的可能性。

2) 合理进行煤层的开采设计,采用跳采的方式,选择的工作面长度能够保证顶板主关键层岩层不断裂。

3) 合理布置注浆钻孔。这是离层注浆控制主关键层破断技术成功应用的关键之一。注浆钻孔的注浆层位应选择的关键层下,主关键层下部将是离层注浆的最佳层位。而亚关键层下部也能形成较为明显的离层区,在其下部注浆既能起到保护主关键层作用,又能起到地表减沉的效果。沿走向的第1个注浆钻孔应布置在关键层初次破断前的离层区内,与切眼之间距离为关键层初次破断距的一半,相邻注浆钻孔间距应小于关键层初次破断距。

4) 优化离层注浆工艺。主要包括注浆材料选择,注浆压力,注浆孔孔径与单孔最大注浆能力的选择等。好的注浆材料应既保证其流动性又有一定的支承能力。目前的注浆材料中水的比重过大,随着煤层的不断开采和时间的推移,注浆材料中的水将流动和析出,不能对关键层进行有效的支承。研制新的注浆材料将是离层注浆减沉技术进一步发展的重点。

### 4 主要结论

1) 实践表明,顶板岩层中,主关键层的破断对冲击矿压的发生有巨大的影响。冲击矿压绝大部分发生在主关键层的断裂运动阶段,而且集中在主关键层的初始断裂运动阶段和剧烈活动阶段,震级也较大。

2) 冲击矿压的发生不仅与煤岩层中聚集弹性

---

能的大小,而且与应力集中程度等有关.

3) 顶板岩层中积聚的弯曲弹性能与主关键层岩层厚度的平方成正比,与其抗拉强度的 2.5 次方成正比.主关键层岩层越厚,岩层的强度越大,其中聚集的弯曲弹性能越多.

4) 主关键层岩层破断释放的震动能量越大,传播到巷道或工作面的能量也就越大,越容易发生冲击矿压;主关键层岩层破断的位置距巷道或工作面越近,传播到巷道或工作面的能量也越大,也越容易发生冲击矿压.

5) 根据上述研究,可采用条带开采、覆岩离层注浆等技术手段保证覆岩主关键层的长期稳定,从而消除主关键层岩层破断引发的冲击矿压危险.

#### 参考文献:

[1] Dubinski J, Konopko W. Tapnia-ocena, prognoza,

zwalczanie [M]. Katowice: Główny Instytut Górnictwa, 2000.

- [2] 布霍依诺 G. 矿山压力和冲击地压 [M]. 李玉生译. 北京:煤炭工业出版社,1985.
- [3] 窦林名,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.
- [4] 钱鸣高,缪协兴,许家林,等. 岩层控制的关键层理论 [M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2000.
- [5] 许家林,钱鸣高. 关键层运动对覆岩及地表移动影响的研究 [J]. 煤炭学报,2000,25(2): 122-126.
- [6] 钱鸣高,刘听成. 矿山压力及其控制 [M]. 北京:煤炭工业出版社,1998.
- [7] Konopko W. Doswiadczalne podstawy kwalifikowania wyrobisk gorniczych w kopalniach wegla kamiennego do stopni zagrozenia tapaniami [J], Prace Naukowe w GIG, 1994(795): 81-93.

(责任编辑 王玉浚)



文章编号: 0253-9993(2005)06-0690-05

## 6 冲击矿压的强度弱化减冲理论及其应用

窦林名, 陆莱平, 牟宗龙, 秦玉红, 姚精明

(中国矿业大学 能源与安全工程学院, 教育部矿山开采与安全重点实验室 江苏 徐州 221008)

**摘要:** 提出冲击矿压的强度弱化减冲理论, 即采取松散煤岩体, 降低强度和冲击倾向性, 使得应力高峰区向岩体深部转移, 并降低应力集中程度, 使发生冲击矿压的强度降低, 使得煤岩体中所积聚的弹性应变能达不到最小冲击能, 从而防治冲击矿压的发生。强度弱化减冲理论在三河尖矿的生产实践中得到了有效的验证。

**关键词:** 冲击矿压; 强度弱化减冲理论; 减冲解危; 危险降低

**中图分类号:** TD324 **文献标识码:** A

### Intensity weakening theory for rockburst and its application

DOU Lin-ming LU Cai-ping MOU Zong-long QIN Yu-hong YAO Jing-ming

(School of Energy and Safety Engineering, Key Laboratory of Mining and Safety, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008 China)

**Abstract** Put forward the intensity weakening theory for rockburst, it is the strength and rockburst liability of the coal rock body reduced to weaken the danger of rockburst by the loosening coal rock body. The peak district of the stress move to the deep department of rock body and the concentration degree of the stress. The intensity of rockburst is reduced after taking the measures of weakening rockburst in dangerous district of rockburst. The rockburst is eliminated when making the elastic energy below the standard with prevention methods. The intensity weakening theory for rockburst was got effective result in production practice of Sanhejian Mine.

**Key words** rockburst; the intensity weakening theory for rockburst; weaken rockburst and reduced danger; danger reduction

冲击矿压是一种较为典型的矿山灾害动力现象, 主要表现为煤岩体中所积聚的弹性应变能突然、剧烈的释放过程, 其发生的突然性和剧烈的破坏特征对矿山安全构成很大的威胁。特别是随着煤矿开采深度以 10 m/a 的速度增加, 冲击矿压问题越来越突出<sup>[1]</sup>。我国的徐州、大同、抚顺等矿务局都面临冲击矿压的威胁问题。冲击矿压是矿山压力的动力现象, 其发生的机理十分复杂。各国学者在对冲击矿压现场调查及实验室研究的基础上, 从不同角度相继提出了一系列的重要理论, 如强度理论、刚度理论、能量理论、冲击倾向理论、三准则理论和变形系统失稳理论、弹塑性脆性流变理论等<sup>[2]</sup>。

从实质上讲, 冲击矿压的发生必须要满足强度条件 (煤岩体上所受的应力要超过煤岩体的强度, 煤岩体才会发生破坏)、能量条件 (煤岩体中要不断聚集能量, 并且能够突然释放)、煤岩体具有冲击倾向性 (具有发生脆性破坏的能力) 等 3 个条件<sup>[3]</sup>。这里, 前一个条件是必要条件, 后两个是充分条件, 即

收稿日期: 2005-04-08

基金项目: 国家自然科学基金资助项目 (50474068 50490273 50074030); 教育部博士点基金资助项目 (20030290017)

作者简介: 窦林名 (1963-), 男, 青海平安人, 博士, 教授, 博士生导师. E-mail: hndou@cumt.edu.cn

煤岩体所受的应力没有超过煤岩体的强度，煤岩体就不会发生破坏，就不会出现冲击矿压现象；煤岩体中虽然能够聚集能量，但耗散的速度大于聚集的速度，就不会突然释放，也不会发生冲击矿压；而煤岩体没有突然破坏的能力，也就不会发生冲击矿压现象。本文根据上述冲击矿压发生的原因，率先提出冲击矿压的强度弱化减冲理论，并进行相应的工程实践，从而为冲击矿压的有效防治提供理论依据和实践经验。

## 1 冲击矿压的强度弱化减冲理论

冲击矿压的强度弱化减冲理论具有 3 个方面的含义：① 在冲击危险区域，采取松散煤岩体的方式，降低煤岩体的强度和冲击倾向性，使得冲击危险性降低；② 对煤岩体的强度进行弱化后，使得应力高峰区向岩体深部转移，并降低应力集中程度；③ 采取一定的减冲解危措施后，使得发生冲击矿压时，冲击的强度降低。工作面两巷周围的煤岩体内存在有固定支承压力，并且随着时间的推移，煤岩体要产生变形，缓慢释放能量。而工作面前方煤岩体内存在移动支承压力，而且随着工作面的推进，移动支承压力向前推移。在工作面推进过程中，煤岩体破碎，向外释放能量。

一般情况下，煤岩体内聚集的能量由弹性变形能、顶板运动时产生的动能、矿震发生时传播出来的地震能、热能等组成。假设：① 煤岩体中初始积聚和耗散的弹性应变能之差为  $U_0$ ；② 极限弹性应变能为  $U_{kmin}$ （发生冲击时煤岩体中所积聚的最小弹性应变能）；③ 任意时刻煤岩体内弹性应变能的增量（聚集的弹性应变能能量与耗散的能量之差），即  $U_t = U_t(\sigma, \epsilon, T) = U_s - U_p$ ；④ 实施卸压爆破一次释放的能量为  $U_e$ （ $U_e$  与炸药装药量的多少有关，装药量一定时， $U_e$  为一定值）。在工作面回采或巷道掘进过程中，任意时刻煤岩体内弹性应变能的增量  $U_t$  是一个随时间不断变化的变量，其中  $\sigma, \epsilon, T$  为控制变量。弹性应变能增量  $U_t$  的变化可能会出现如下的 3 种可能性：① 当  $\partial U_t / \partial t < 0$  说明煤岩体内聚集的弹性能多于耗散的弹性能，弹性应变能增量  $U_t$  随时间增加；② 当  $\partial U_t / \partial t = 0$  说明煤岩体内聚集多少弹性能，就耗散多少弹性能，能量的聚集与耗散处于平衡状态；③ 当  $\partial U_t / \partial t > 0$  说明煤岩体内耗散的弹性能多于聚集的弹性能，弹性应变能增量  $U_t$  随时间不断降低。

因此，工作面前方或巷道周围煤岩体内弹性能的变化可由如下模型来表示，如图 1 所示，已知

$$\frac{\partial U_t}{\partial t} = U'_t(\sigma) \frac{d\sigma}{dt} + U'_t(\epsilon) \frac{d\epsilon}{dt} + U'_t(T) \frac{dT}{dt}$$

为便于研究，假设  $dT/dt = 0$ （不考虑温度对冲击的影响）， $\sigma - \epsilon$  服从广义虎克定律（考虑弹性应变能），则

$$\partial U_t / \partial t = A U'_t(\sigma) d\sigma$$

式中， $A$  为与煤体弹性常数有关的参数，该参数能综合反映煤体的弹性特征。

当  $\partial U_t / \partial t > 0$  时，说明煤岩体内所聚集的能量大于耗散的能量，能量不断增加。但只要  $U_t < U_{kmin}$ ，都不会出现冲击危险。 $U_t - U_{kmin}$  越小，冲击的危险性就越大。当  $U_{kmin} = U_t$  时，再有小的能量增加，就会发生冲击矿压。在这种情况下，就可以采用卸压爆破的手段，来释放弹性能，减小  $U_s$ ，使得  $U_t < U_{kmin}$ ，即  $U_t - U_e < U_{kmin}$ 。如果  $U \geq U_{kmin}$ ，而且不及时采取卸压爆破等方法来释放弹性能，则在工作面回采或掘进过程中，其能量进一步增加，就会发生冲击矿压。当  $\partial U_t / \partial t < 0$  时，说明煤岩体内耗散的弹性能大于聚集的弹性能，弹性能逐渐释放，能量不断减少， $U_t - U_{kmin}$  越来越大，冲击的危险性也就越来越小，这种情况下，不采用任何卸压释放能量的措施，也不会出现冲击危险。

因此，随着回采工作面的推进（巷道的掘进），在回采工作面（掘进巷道）周围煤岩体中，存在着能量的积聚、转移、释放的过程。而冲击矿压的防治则可以采用边回采（掘进）、边监测、边治理的强度弱化减冲技术，即“工作面回采（掘进）→冲击危险监测→能量积聚→卸压爆破→能量释放→生产→再监测→...”这就是冲击矿压的强度弱化减冲理论实现的过程。

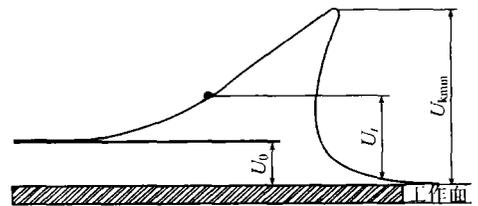


图 1 工作面前方弹性能的变化

Fig. 1 The elasticity energy change in the front of working face

### 1.1 矿震的作用分析

矿震是矿山开采中发生的动力现象，是在煤岩介质中，由于采掘活动引起的高应力集中，聚集大量的弹性能，造成采掘空间周围岩体破裂和突然卸压。这种情况下，这些能量以震动、地震波的形式释放出来<sup>[1-4]</sup>，并向外传播。研究表明，煤岩体内矿震产生的能量到达巷道或工作面时，由于部分能量的损失，其剩余能量<sup>[1-4,5]</sup>为  $U_f = U_w e^{-\lambda l}$ ；其中  $U_w$  为震动中心的震动能量； $l$  为震动中心距工作面的距离； $\lambda$  为能量的衰减系数，它与巷道和工作面类型、震中释放能量的大小有关<sup>[5]</sup>。震中释放的能量越大， $\lambda$  也越大。

图 2 为传播到巷道和工作面的能量与震中释放能量、传播距离之间的关系（ $M_L$  为里氏震级）。由此可知，震动中心释放的震动能量  $U_w$  越大，传播到巷道或工作面的能量  $U_f$  也就越大；震动中心的位置距巷道或工作面越近，传播到巷道或工作面的能量  $U_f$  也越大。

从以上分析可知，在产生矿山震动的情况下，当地震波传播到工作面前方（巷道周围）时，其能量突然增加了  $U_f$ ，这时的总能量为  $U_i + U_f$ ，有可能超过发生冲击矿压的最小能量，即  $U_i + U_f - U_{kmin} > 0$  从而发生冲击矿压。但是，如果  $U_i + U_f - U_{kmin} < 0$  再大的矿震也不会引发冲击矿压，这就是为什么并不是每次矿震都能产生冲击矿压的原因。

### 1.2 顶板运动的作用分析

如果煤层上方的顶板是坚硬岩层，在其来压时，顶板断裂、下沉是非常剧烈的，工作面及其周围巷道的矿压显现是非常明显的。图 3 为某坚硬顶板工作面顶板断裂来压前 24 h 的顶板下沉速度的变化情况。从图中可以看出，在坚硬顶板条件下，顶板运动速度是非常快的，其动能是非常大的。

如果顶板来压时，顶板加速运动，其运动的加速度为  $d^2u_1/dt^2$ 。这时因顶板运动而释放的能量为

$$U_d = \frac{1}{2} m_1 \left( \frac{du_1}{dt} \right)^2$$

在坚硬顶板来压运动的情况下，工作面前方（巷道周围）的能量突然增加了  $U_d$ ，这时的总能量为  $U_i + U_d$ ，有可能超过发生冲击矿压的最小能量，即  $U_i + U_d - U_{kmin} > 0$  从而发生冲击矿压，这就是为什么坚硬顶板来压时容易产生冲击矿压的原因。但是，如果  $U_i + U_d - U_{kmin} < 0$  就不会引发冲击矿压。

### 1.3 卸压爆破的作用分析

卸压爆破是对已形成冲击危险的煤体，用爆破方法减缓其应力集中程度的一种解危措施。卸压爆破的作用有两种：① 同时局部解除冲击矿压发生的强度条件和能量条件。即在有冲击矿压危险的工作面卸压和在近煤壁一定宽度的条带内破坏煤的结构，改变煤层的物理力学特性，加长煤体破坏峰后的长度，降低峰后曲线的斜率，使它不能积聚弹性能或达不到威胁安全的程度。这样在工作面前方形成一条卸压保护带，隔绝了工作空间与处于煤层深处的高应力区，并且提高了发生冲击矿压的最小能量水平。② 监测到有冲击危险的情况下，利用较多药量进行爆破，释放大量的爆破能量  $U_e$ 。人为地诱发冲击矿压，使冲击矿压发生在一定的时间和地点，从而避免更大的损害。这种爆破一般采用大药量、集中装药和同时引爆的方法，以便使煤岩体强烈震动，诱发冲击矿压，或造成煤体强烈卸压、释放能量，把高应力带移向煤体深部。集中爆破的药量越多，诱发冲击矿压的可能性越大，因为这样在煤体中造成的动应力就大，动应力叠

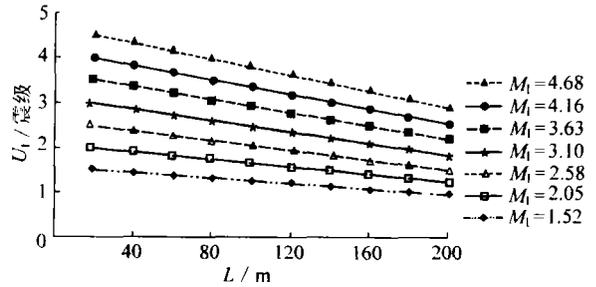


图 2  $U_f$  与  $M_L$ 、传播距离  $L$  的关系

Fig. 2 Relationship between  $U_f$  and  $M_L$ , distance  $L$

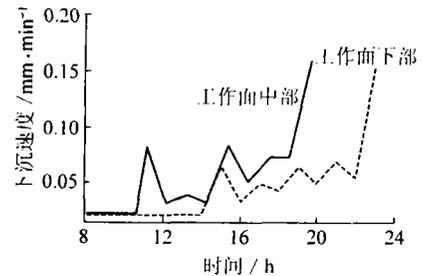


图 3 某工作面初次来压期间顶板速度曲线

Fig. 3 Curves of subsidence rate during the first pressure in working face

加在原来存于煤体中的静应力上的总和越大, 超过临界应力值的机会就愈多, 就会诱发冲击矿压。

因此, 可以说卸压爆破的作用是改变煤岩体从物理学性质、诱发冲击矿压, 并且使高应力区向煤岩体的深部转移。即在爆破的瞬间释放炸药的爆炸能  $U_e$ , 使得  $U_t + U_e > U_{kmin}$ , 诱发冲击矿压; 并且炸药爆破后, 释放爆炸能  $U_e$ , 使得  $U_t - U_e < U_{kmin}$ , 从而达到释放能量、卸压和防治冲击矿压发生的目的。

#### 1.4 能量聚集程度的监测

研究表明<sup>[6 7]</sup>: 煤岩体等材料在载荷作用下, 内部将产生塑性变形或裂纹, 当裂纹形成和扩展时, 将瞬态释放应变能而产生弹性波的现象。伴随着这种现象, 将会有声发射产生。

同样当煤岩体等材料受载变形破裂时, 将会产生向外以电磁能的形式释放弹性能的现象。伴随着这种现象, 将会有电磁辐射产生, 电磁辐射主要有两种形式: ① 当岩体受载应力越大时, 电磁辐射强度就越大; ② 当岩体变形破裂过程越强烈, 电磁辐射信号越强, 电磁辐射的脉冲数就越大<sup>[6 8 9]</sup>。

煤岩体的变形破坏程度可采用岩石的损伤因子来描述<sup>[10]</sup>。岩石的损伤因子  $D(t)$  的增长过程与声发射和电磁辐射的能量释放紧密相关。一般情况下, 煤岩体在受载条件下, 变形破坏时能量的变化  $\Delta U$  可由  $\Delta U = \sigma \Delta \epsilon = \sigma (\epsilon_2 - \epsilon_1)$  确定。设破坏程度的损伤因子与变形呈线性关系  $\epsilon = C_1 D - C_0$ , 则  $\Delta U = \sigma [(C_1 D_2 - C_0) - (C_1 D_1 - C_0)]$ , 由此得  $\Delta U$  与损伤因子的增量  $D(t) = D(t_2) - D(t_1)$  成正比, 即  $D(t) \propto U \propto u(t) \propto \epsilon$ 。如果  $\sigma$  为常数, 且  $D \propto \epsilon$ , 则在弹脆性场中出现破坏时, 破坏速率表现在瞬间能量  $u(t)$  的释放中。煤岩体的破坏情况可通过瞬间能量的释放表现出来, 即产生声发射和电磁辐射。因此, 可采用声发射和电磁辐射技术来预测煤岩体中聚集的能量大小。

## 2 高冲击危险区强度弱化减冲理论的实践

徐州矿务集团三河尖煤矿主采煤层为 7 煤和 9 煤, 间距约 30 m, 开采深度达 750 m 以下, 冲击矿压的危险性越来越大, 其中 9202 工作面为高冲击危险区域, 其开采深度达 -850 m, 上覆有 7 煤 7202 工作面残留的煤柱, 应力集中程度相当严重。9202 工作面煤层厚度平均 2.2 m, 工作面倾角平均 22°, 工作面倾斜长度 150 m, 走向长度 750 m。煤层直接顶为粉砂岩, 厚 1.2 m, 硬度为 4~6; 老顶为中砂岩, 厚 9.3 m, 硬度 8~10; 底板为粉细砂岩, 厚 8.9 m, 硬度系数 6~10。在 9202 工作面掘进回采过程中, 随时都有可能发生冲击矿压。为了降低冲击危险, 采取冲击矿压的强度弱化减冲原理, 取得较好的防治效果。

(1) 冲击矿压的强度弱化减冲方案 针对 9202 工作面存在的危险区域, 利用 KBD5 电磁辐射监测仪进行监测, 确保煤体变形所释放的弹性应变能达不到发生冲击的能量。如果监测到电磁辐射幅值接近临界值时, 说明煤体释放的能量增加, 有可能达到发生冲击的能量, 这时可以利用卸压爆破进行弹性能的释放, 从而降低冲击矿压发生的危险, 不影响掘进的进度, 从而实现冲击矿压的强度弱化减冲的目的。

(2) 卸压爆破弱化冲击危险 如图 4 所示。当掘进工作面进入 7202 煤柱区后, 于 10 月 20 日早班掘进工作面上帮测点出现电磁辐射剧烈波动, 最大值接近 130 mV, 经过当班卸压爆破以后, 其幅值下降到 20 mV 左右; 10 月 22 日早班掘进工作面下帮测点呈现整体大幅度的波动, 此时, 极有可能发生冲击危

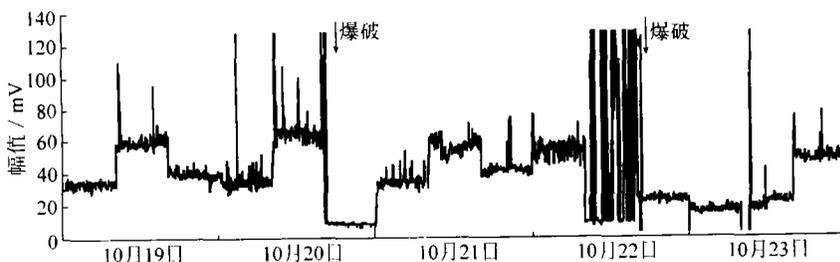


图 4 材料道进入 7202 煤柱区卸压爆破前、后电磁辐射幅值变化

Fig. 4 Change of EME amplitude in the 7202 pillar named and before and after relieving shot

险, 当班实施了卸压爆破, 幅值下降到 20 mV 左右, 说明卸压爆破起到较好的卸压效果, 降低了冲击危险性。

由图 5 可知, 当观测到电磁辐射有较大幅度的上升以后, 采用卸压爆破的方式, 释放聚集在煤体前方高应力区之内的弹性能, 使其处于发生冲击矿压所需的最小能量以下。

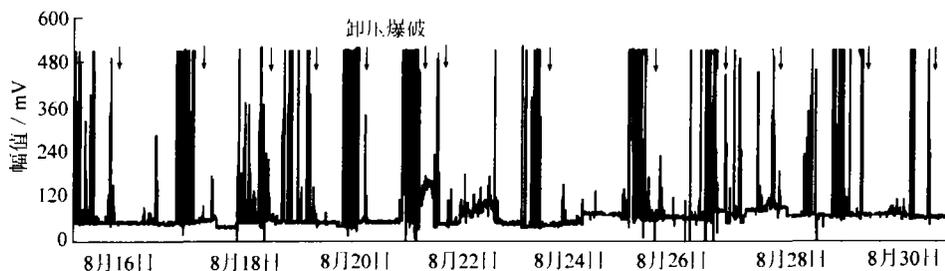


图 5 9202工作面上出口向下 15 m 处卸压爆破前、后电磁辐射幅值变化

Fig 5 Change of amplitude of EME downward 15 m of the working face exit and before and after relieving shot

从以上分析看出, 每当电磁辐射幅值接近临界值时, 即煤体所释放的能量接近灾变极限能量时, 就会存在冲击危险。通过卸压爆破释放能量以后, 电磁辐射幅值均能回落到临界值以下, 说明煤体中所积聚的弹性能得到很大程度的释放。利用电磁辐射监测煤体所聚集和释放的能量、卸压爆破进行弹性能的释放, 从而达到了控制冲击矿压的目的, 说明了强度弱化减冲理论的实施取得了很好的效果。

### 3 结 论

一定应力状态的煤体具有一定的极限冲击能, 如果煤体中所积聚的能量超过极限弹性能, 则部分释放、转移。释放与转移的能量将造成煤体的塑性变形、破裂甚至诱发冲击矿压。冲击矿压的强度弱化减冲理论, 就是在强冲击危险区域, 采取松散煤岩体的方式, 降低煤岩体的强度和冲击倾向性, 使冲击危险性降低; 其次是对煤岩体的强度进行弱化后, 使得应力高峰期向岩体深部转移, 并降低应力集中程度; 最后采取减冲解危措施后, 降低发生冲击矿压的强度。工作面周围煤岩体中的能量存在积聚、转移、释放的过程。而冲击矿压的防治则可以采用边回采(掘进)、边监测、边治理的动态防治技术, 即“工作面生产→冲击危险监测→能量积聚→卸压爆破→能量释放→生产→再监测→……”。当煤岩体中所积聚的弹性应变能接近极限值时, 有可能造成能量的突然释放, 发生冲击矿压。积聚和释放能量的大小可通过电磁辐射来监测, 当接近最小冲击能时, 利用卸压爆破释放煤体中所积聚的大量弹性能, 可达到降低冲击危险的目的。三河尖矿 9202 工作面在生产过程中, 采用了冲击矿压的强度弱化减冲理论, 取得了很好的效果。

### 参考文献:

- [1] 龚林名, 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.
- [2] 陈炎光, 钱鸣高. 中国煤矿采场围岩控制 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1994.
- [3] 钱鸣高, 刘昕成. 矿山压力及其控制 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1998.
- [4] Konopko W. Doswiadczalne podstawy kwalifikowania w robiskach gorniczych w kopalniach wegla kamiennego do stopni zagrozenia tapaniami. Katowice [J]. Prace Naukowe w GIG, 1994, 795: 81~93.
- [5] Dubinski J, Konopko W. Tapania - ocena prognoza zwalczanie [M]. Katowice: Główny Instytut Gornictwa, 2000.
- [6] 龚林名, 何学秋. 采矿地球物理学 [M]. 北京: 中国科学文化出版社, 2002.
- [7] 华安增. 地下工程周围岩体能量分析 [J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(7): 1054~1059.
- [8] 龚林名, 何学秋. 由煤岩变化破坏引起的电磁辐射 [J]. 清华大学学报, 2001, 41(12): 86~88.
- [9] 何学秋, 刘明举. 含瓦斯煤岩破坏电磁动力学 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1995.
- [10] 谢和平. 岩石混凝土损伤力学 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1990.



## 7 组合煤岩冲击倾向性特性试验研究

窦林名, 陆菜平, 牟宗龙, 张小涛, 李志华

(中国矿业大学 矿山开采与安全教育部重点实验室, 江苏 徐州 221008)

**摘要:** 煤层的冲击矿压危险性与煤岩体的结构特征关系非常密切. 研究顶板-煤体-底板所构成的组合煤岩体试样变形破裂规律及冲击倾向性对于预测冲击矿压具有非常重要的实践意义. 通过对组合煤岩的试验研究, 得到组合煤岩试样中顶板强度越大, 强度越强; 组合煤岩试样的弹性模量随着煤样百分比的增加而减小. 组合煤岩试样的冲击能指数随着顶板与煤样高度比值的增加而增加; 冲击能指数随着煤样百分比的增加而降低; 弹性能指数随着煤样百分比的增加而呈现增加的趋势. 组合煤岩试样中顶板岩样厚度越厚, 冲击倾向性相应就越强; 组合煤岩试样中煤层厚度越大, 则其弹性能指数就越大.

**关键词:** 冲击矿压; 组合煤岩样; 冲击倾向性; 冲击能指数; 弹性能指数

**中图分类号:** TD 324      **文献标识码:** A

### Rock Burst Tendency of Coal Rock Combinations Sample

DOU Lin ming, LU Cai ping, MU Zong long, ZHANG Xiao tao, LI Zhi hua

(Key Laboratory of Mining & Safety of Ministry of Education, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221008, China)

**Abstract:** The coal rock burst is closely related with the structure of coal rock strata. It is necessary to research into the burst failure and rock burst tendency of combined sample which is made up of roof, coal and floor. The experimental results show that the larger the roof strength is, the stronger the sample is. With the increase of the coal percentage, its elastic modulus decreases. The index of burst energy of the combined sample increases with the increase of height ratio of roof to coal; and it decreases while the ratio of coal and overall sample increases. Its elastic energy index increases with the increase of percentage of coal. The thicker the combined sample is, the stronger the rock burst tendency is. Meanwhile the thicker the coal in the combined sample is, the greater the elastic energy index is.

**Key words:** rock burst; coal rock combinations sample; rock burst tendency; burst energy index; elastic energy index

冲击矿压是一种较为典型的矿山煤岩动力灾害现象, 主要表现为煤岩体中所积聚的弹性能突然、剧烈的释放, 其发生的突然性和剧烈的破坏特征对矿山安全构成很大的威胁. 特别是随着煤矿开采深度的增加, 冲击矿压问题越来越突出<sup>[1]</sup>. 我国

的徐州、大同、抚顺、北京等矿务局都面临冲击矿压的威胁问题.

目前, 反映煤岩冲击特性的主要指标是煤的冲击倾向性, 其中包括通过试验确定的冲击能指数、弹性能指数和动态破坏时间. 这里没有考虑煤系地层

收稿日期: 2006-01-15

基金项目: 国家自然科学基金项目(50474068, 50490273, 50074030); 国家重点基础研究“973”项目(2005CB221504); 教育部博士点基金项目(20030290017)

作者简介: 窦林名(1963), 男, 青海省平安县人, 教授, 博士生导师, 博士, 从事矿山压力、冲击矿压、采矿地球物理等方面的研究.

E-mail: lmdou@126.com      Tel: 0516 83995904

和煤岩体结构对冲击倾向性的影响. 而研究表明, 煤岩层的结构, 特别是煤层上方坚硬、厚层砂岩顶板是影响冲击矿压发生的主要因素之一, 其主要原因是坚硬厚层砂岩顶板容易累积大量弹性能. 在坚硬顶板破断或滑移失稳过程中, 大量的弹性能突然释放, 形成强烈震动, 导致顶板煤层型(冲击压力型)冲击矿压或顶板型(冲击型)冲击矿压<sup>[1-11]</sup>. 因此, 研究坚硬顶板-煤体-底板所构成的组合煤岩体试样变形破裂规律及冲击倾向性对于预测预报煤岩动力灾害——冲击矿压具有非常重要的实践意义.

为了进一步研究清楚坚硬顶板对冲击的影响机制, 本文进行了不同厚度与强度的顶板组合煤岩试样冲击破坏实验.

## 1 组合煤岩试样及加载设备

从三河尖、古城、济三及平顶山矿区选取煤岩样, 通过钻岩芯的方法把煤岩样加工成直径为 50 mm 的标准试样. 将顶板岩样、煤样以及底板岩样均按不同比例用强力胶水将煤岩样组合成高度为 100 mm 的标准试样, 见图 1a 所示. 其中三河尖煤矿顶板岩样为坚硬中砂岩, 底板岩样为粉细砂岩, 煤样单轴抗压强度 15 MPa; 古城煤矿顶底板岩样均为中粗砂岩, 煤样单轴抗压强度为 21.0 MPa; 济三煤矿顶底板岩样均为中砂岩, 煤样单轴抗压强度为 15.07 MPa; 平顶山煤矿顶底板岩样均为粉砂岩, 煤样单轴抗压强度 6.43 MPa. 试验将通过组合煤岩试样的单轴循环加载卸载抗压试验, 测定其变形破裂过程中的应力-应变曲线, 求得其基本力学参数和动态破坏时间  $D_T$ , 弹性能量指数  $W_{ET}$ , 冲击能量指数  $K_E$ , 从而研究岩层结构对冲击矿压的影响. 加载装置采用高精度能控制加载速度及调节油压的 MTS815 伺服材料试验机.

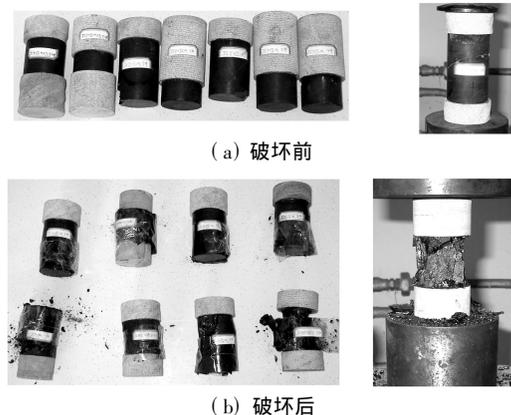


图 1 组合煤岩样形态

Fig. 1 The shapes of coal rock combinations

## 2 组合煤岩样的试验结果

### 2.1 组合煤岩样的破坏形态

对于强冲击危险的煤岩样来说, 在组合煤岩试样单向加载受压的条件下, 破坏主要是发生在煤样部分. 破坏的形式是煤样部分脆性破坏, 而岩样部分基本上没有破坏, 或者破坏成几个大块, 见图 1b 所示.

### 2.2 组合煤岩的应力应变特征

图 2 为组合煤岩加载过程的应力-应变全程曲线, 图中曲线 1 是煤岩比为 0.307 2 的组合试样; 曲线 2 是煤岩比为 0.473 0 的组合试样; 曲线 3 是纯煤试样. 从试验结果可知, 曲线 1 和曲线 2 两种模型峰前斜率比纯煤模型 3 的斜率陡, 这就说明煤岩组合试样的弹性模量比纯煤的高, 经计算统计, 试样 1 为 4 461 MPa, 试样 2 为 3 052 MPa, 试样 3 为 1 119 MPa. 曲线 1 和 2 两种模型强度极限远远高于纯煤模型 3, 说明煤岩体组合试样单轴抗压强度比纯煤试样要高. 曲线 1 和 2 两种模型峰后斜率比纯煤模型 3 的斜率陡, 说明煤岩组合试样比纯煤试样破坏猛烈. 曲线 1 比 2 峰前、峰后斜率陡, 说明了模型中顶板岩样越高, 弹性模量越高, 煤破坏的越猛烈, 冲击倾向性就越强. 曲线 1 比 2 强度极限高, 说明了模型中顶板岩样越高, 试样单轴抗压强度越高.

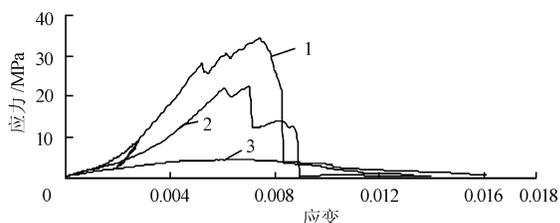


图 2 组合煤岩样的应力应变曲线

Fig. 2 Stress strain curves of composition coal rock samples

### 2.3 组合煤岩的单轴抗压强度与煤岩比例之间的关系

图 3 为组合煤岩试样中煤岩高度比值  $c$  与单轴抗压强度  $\sigma_c$  之间的关系曲线. 令  $c = M/h_y$ , 其中

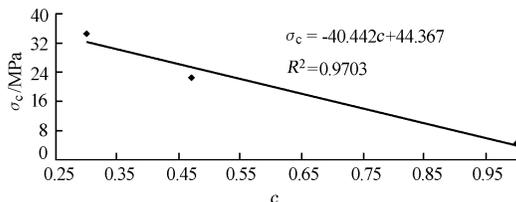


图 3 单轴抗压强度-煤岩高度比值关系曲线

Fig. 3 The relation curve between axial stress and the ratio of coal and rock

$h_b$  为组合煤岩试样中顶底板岩样的高度之和;  $M$  为组合煤岩试样中煤样的高度. 这说明组合煤岩试样中顶板强度越大, 则组合煤岩的强度也就越强.

### 2.4 组合煤岩的弹性模量与煤样百分比的关系

图4所示为组合煤岩试样的弹性模量  $E$  与煤样百分比  $b$  之间的关系曲线. 令  $b=M/H_z$ , 其中  $H_z$  为组合煤岩试样高度. 由此可见组合煤岩试样的弹性模量随着煤样百分比的增加而呈现逐渐减小的趋势.

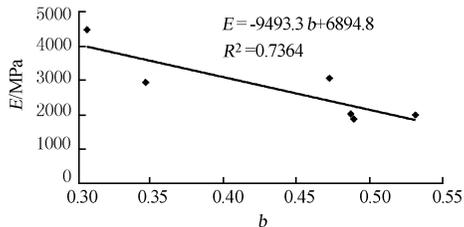


图4 弹性模量 煤样百分比曲线

Fig. 4 The relation curve between elasticity modulus and the percentage of coal

表1 组合煤岩试样与纯煤试样冲击能指数  $K_E$  值的对比分析

Tab.1 The contrastive analysis to outburst energy index  $K_E$  between coal rock combinations and pure coal samples

三河尖试样号	SSS6	SSS2	SS11	SS10	SSS3	SS8	SSS9	SS14	SY2	SS9	平均
组合	5.21	1.54	2.55	2.65	4.52	2.45	0.79	2.85	4.00	2.55	2.91
组合/纯煤	2.27	0.67	1.11	1.15	1.97	1.07	0.34	1.24	1.74	1.11	1.27
济三矿试样号	YM6	YM7	YM8	YM10	YMY13	YM Y14	YM Y15	YM1	YMY12	YMY21	
组合	3.50	3.10	2.00	3.00	1.50	1.80	2.80	8.45	9.26	3.00	
组合/纯煤	1.31	1.16	0.75	1.12	0.56	0.68	1.05	3.17	3.47	1.12	

### 3.2 顶板厚度与冲击倾向性之间的关系

图5为冲击能指数  $K_E$  与组合煤岩试样中顶板煤样高度比值  $a$  之间的关系曲线. 令  $a=h_d/M$ , 其中  $h_d$  为组合煤岩试样中顶板岩样的高度. 从图中可以看出组合煤岩试样的冲击能指数随着顶板与煤样高度比值的增加呈现逐渐增加的趋势. 由此说明, 组合煤岩试样中顶板岩样厚度越厚, 则其冲击倾向性相应就越强.

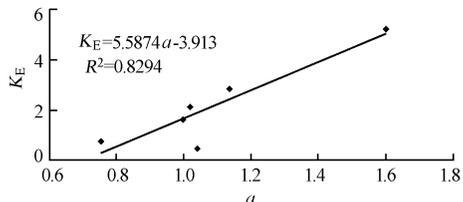


图5 冲击能指数与顶煤高度比值之间的曲线

Fig. 5 The relation curve between outburst energy index and the ration of roof and coal

### 3.3 组合煤岩的冲击能指数与煤样百分比之间的关系

图6所示为冲击能指数  $K_E$  与组合煤岩试样中煤样百分比  $b$  之间的关系曲线. 由此可知, 组合

## 3 组合煤岩样的冲击倾向性分析

### 3.1 组合煤岩样冲击倾向性要高于纯煤试样

表1为组合煤岩试样与其纯煤试样的冲击能指数  $K_E$  的对比分析, 其中三河尖矿纯煤试样的冲击能指数以9112工作面9煤试样测定结果为准, 即纯煤试样的冲击能指数  $K_E=2.3$ ; 济三矿纯煤试样的冲击能指数以6303工作面煤试样测定结果为准, 即纯煤试样的冲击能指数  $K_E=2.67$ . 从表中可以发现组合煤岩试样明显比纯煤试样的冲击能量指数要大, 三河尖矿平均大27%, 济三矿平均大44%.

由此说明, 由顶板与煤组成的组合煤岩试样的冲击倾向性要高于纯煤试样, 说明坚硬顶板对煤层的冲击倾向具有显著影响.

煤岩试样的冲击能指数随着煤样百分比的增加呈现先逐渐减小、后逐渐增加的趋势. 但在实际现场, 煤样所占百分比均小于0.45, 故组合煤岩试样的冲击能指数随着煤样百分比的增加呈现逐渐降低的趋势. 当煤样百分比  $b$  大约为0.45时, 冲击能指数达到最小值.

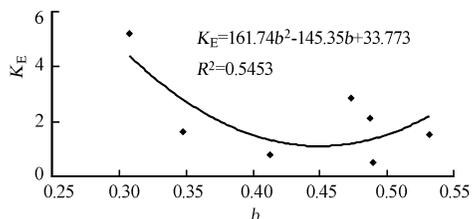


图6 冲击能指数 煤样百分比曲线

Fig. 6 The relation curve between outburst energy index and the percentage of coal

### 3.4 组合煤岩中煤厚与弹性能指数之间的关系

图7所示为组合煤岩试样弹性能指数  $W_{ET}$  与煤样百分比  $b$  之间的关系曲线. 由此说明, 组合煤岩试样的弹性能指数随着煤样百分比的增加而呈现逐渐增加的趋势. 这就说明组合煤岩试样中煤层厚度越大, 则其弹性能指数就越大.

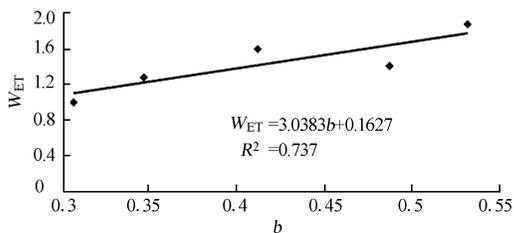


图7 弹性能指数 煤样百分比曲线

Fig. 7 The relation curve between elastic energy index and the percentage of coal

## 4 结 论

煤系地层和煤岩体结构对冲击倾向性有显著的影响, 研究顶板-煤体-底板所构成的组合煤岩体试样变形破裂规律及冲击倾向性对于预测冲击矿压具有非常重要的实践意义. 通过对组合煤岩的试验研究, 可以得出如下主要结论:

1) 组合煤岩试样中顶板强度越大, 强度越强; 组合煤岩试样的弹性模量随着煤样百分比的增加而逐渐减小.

2) 组合煤岩试样的冲击能指数随着顶板与煤样高度比值的增加呈现逐渐增加的趋势. 组合煤岩试样中顶板岩样厚度越厚, 冲击倾向性相应就越强; 组合煤岩试样的冲击能指数随着煤样百分比的增加呈现逐渐降低的趋势; 组合煤岩试样的弹性能指数随着煤样百分比的增加而呈现逐渐增加的趋势; 组合煤岩试样中煤层厚度越大, 则其弹性能指数就越大.

### 参考文献:

[ 1 ] 王淑坤, 张万斌. 复合模型力学性质试验研究[ J ]. 矿山压力与顶板管理, 1994, 11(1): 51-54.  
WANG Shu kun, ZHANG Wan bin. Research on the mechanical property test of composite model[ J ]. Ground Pressure and Strata Control, 1994, 11(1): 51-54.

[ 2 ] 曲 华, 蒋金泉, 董建军. 煤岩复合模型冲击倾向的数值试验研究[ J ]. 矿山压力与顶板管理, 2004, 21(4): 93-95.  
QU Hua, JIANG Jin quan, DONG Jian jun. Numerical experimentation study of impact trend of coal and rock compound model[ J ]. Ground Pressure and Strata Control, 2004, 21(4): 93-95.

[ 3 ] 万志军, 刘长友, 卫建清, 等. 煤层与顶板冲击倾向性研究[ J ]. 矿山压力与顶板管理, 1999, 16(4): 208-210.

WAN Zhi jun, LIU Chang you, WEI Jian qing, et al. Research on burst tendency of coal and roof[ J ]. Ground Pressure and Strata Control, 1999, 16(4): 208-210.

[ 4 ] 窦林名, 何学秋. 由煤岩变化破坏引起的电磁辐射[ J ]. 清华大学学报, 2001, 41(12): 86-88.  
DOU Lin ming, HE Xue qiu. Electromagnetic emission in rock and coal burst failures[ J ]. Journal of Tsinghua University, 2001, 41(12): 86-88.

[ 5 ] 窦林名, 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.

[ 6 ] 窦林名, 何学秋. 采矿地球物理学[ M ]. 北京: 中国科学文化出版社, 2002.

[ 7 ] 窦林名, 何 焯, 张卫东. 孤岛工作面冲击矿压危险及其控制[ J ]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(11): 1866-1869.  
DOU Lin ming, HE Ye, ZHANG Wei dong. Hazards of rock burst in island coal face and its control[ J ]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(11): 1866-1869.

[ 8 ] 华安增. 地下工程周围岩体能量分析[ J ]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(7): 1054-1059.  
HUA An zeng. Energy analysis of surrounding rocks in underground engineering[ J ]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(7): 1054-1059.

[ 9 ] 陆菜平, 窦林名, 谢耀社. 煤样三轴围压钻孔损伤演化冲击实验模拟[ J ]. 煤炭学报, 2004, 29(6): 659-662.  
LU Cai ping, DOU Lin ming, XIE Yao she. Experimental simulation of drilling impact of coal sample in three axle enclosed pressure[ J ]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(6): 659-662.

[ 10 ] 陆菜平, 窦林名, 吴兴荣. 基于能量机理的卸压爆破效果电磁辐射检验法[ J ]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(6): 1014-1017.  
LU Cai ping, DOU Lin ming, WU Xing rong. The electromagnetic radiation testing method of relieving shot result on the basis of energy mechanism[ J ]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(6): 1014-1017.

[ 11 ] 高明仕, 窦林名, 张 农, 等. 煤(矿)柱失稳冲击破坏的突变模型及其应用[ J ]. 中国矿业大学学报, 2005, 34(4): 433-437.  
GAO Ming shi, DOU Lin ming, ZHANG Nong, et al. Cusp catastrophic model for instability of coal pillar burst damage and analysis of its application[ J ]. Journal of China University of Mining & Technology, 2005, 34(4): 433-437.

文章编号: 1000-1964(2007)06-0717-06

## 8 煤矿冲击矿压的分级预测研究

窦林名, 何学秋

(中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室 能源与安全工程学院, 江苏 徐州 221008)

**摘要:** 针对煤矿冲击矿压灾害, 研究了冲击危险性的监测原理和冲击矿压危险的分级预测准则. 通过连续监测预警技术和系统集成, 应用综合指数法、微震法、电磁辐射法和钻屑法, 形成冲击矿压的时空分级预测技术体系, 即在时间上对冲击危险进行早期综合分析预测与即时预测相结合, 在空间上进行区域预测与局部监测、点预测相结合, 对冲击矿压的危险性根据危险指数的大小, 按无、弱、中等和强冲击危险 4 级进行预测. 根据预测的冲击矿压危险等级, 采取加强监测、解危、甚至撤人等防治对策. 工程实践表明, 采用该技术, 可大大提高冲击危险预测的准确性, 取得良好的应用效果.

**关键词:** 冲击矿压; 分级预测; 时间预测; 空间预测; 危险等级

**中图分类号:** TD 324 **文献标识码:** A

## Technique of Classification Forecasting Rock Burst in Coal Mines

DOU Lin-ming, HE Xue-qiu

(State Key Laboratory of Resources and Mine Safety, School of Mining and Safety Engineering,  
China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221008, China)

**Abstract:** The monitoring principle and rule of classification forecasting rock burst have been studied aiming at the rock burst in coal mining. The system of classification forecasting rock burst in space and time was established by the forecasting technique of continuous monitoring and integration of the monitoring system and the application of methods with geological and mining factors, seismological, electromagnetic and drillings method. It was a combination method of early comprehensive analysis and real-time forecasting in time, and the region forecasting, the local and nod forecasting in space. The non, weak, middle and strong risk of rock burst have been classified by risk index of rock burst. The measurements of rock burst monitoring, risk control and even the workers withdraw from working face should be adopted based on the forecasting risk rating of rock burst. The practice in coal mine showed that the classification forecasting technique of rock burst can provide reliable and continuous forecasting of the risk in coal mine working face, and greatly increase the forecast accuracy and has got a effective results.

**Key words:** rock burst; classification forecasting; forecasting in time; forecasting in space; risk rating of the rock burst

收稿日期: 2007-03-05

基金项目: 国家自然科学基金项目(50490273, 50474068);“十一五”国家科技支撑计划(2006BAK04B02, 2006BAK03B06);国家重点基础研究发展规划(973)项目(2005CB221504)

作者简介: 窦林名(1963-), 男, 教授, 博士生导师, 工学博士, 从事矿山压力、冲击矿压、岩爆、采矿地球物理等方面的研究.

E-mail: jmdou@126.com Tel: 0516-83995904

冲击矿压是聚积在矿井巷道和采场周围煤岩体中的能量突然释放, 动力将煤岩抛向巷道, 同时发出强烈声响, 造成煤岩体振动和煤岩体破坏, 支架与设备损坏, 人员伤亡, 部分巷道垮落破坏等. 冲击矿压还会引发或可能引发其它矿井灾害, 尤其是瓦斯、煤尘爆炸, 火灾以及水灾, 干扰通风系统, 严重时造成地面震动和建筑物破坏等. 因此, 冲击矿压是煤矿重大灾害之一<sup>[1-7]</sup>.

一般来说, 冲击矿压可分为由采矿活动引起的采矿型冲击矿压和由构造活动引起的构造型冲击矿压. 而采矿型冲击矿压又可分为压力型(煤柱型)、冲击型(顶板或底板型)和冲击压力型<sup>[2,3,6]</sup>. 压力型冲击矿压是由于巷道周围煤体中的压力由亚稳态增加至极限值, 其聚集的能量突然释放. 冲击型冲击矿压是由于煤层顶底板厚岩层突然破断或位移引发的, 它与震动脉冲地点有关. 在某种程度上, 构造型冲击矿压也可看作为冲击型. 冲击压力型冲击矿压则介于上述两者之间, 当煤层受较大压力时, 来自围岩内不大的冲击脉冲作用下发生的冲击矿压. 因此, 不仅要预测煤柱区冲击矿压危险的高低, 而且要预测大范围顶板岩层或构造运动引起的冲击矿压的危险性.

由于发生冲击矿压的时间、地点、区域、震源等的复杂多样性和突发性, 使得冲击矿压的预测工作变得极为困难复杂, 是急待解决的世界性难题<sup>[1-6]</sup>. 目前普遍采用的预测方法单一、适用范围有限, 存在漏报的问题, 可靠性低. 为了解决上述问题, 本文建立了冲击矿压的分级预测准则, 通过冲击矿压连续监测预警技术, 形成了冲击矿压分级预测技术体系, 即: 时间上从早期预测到即时预测、空间上从区域预测到局部、点预测, 逐级排除和确认冲击矿压危险.

## 1 煤岩冲击破坏的监测原理

大量的实验室试验、现场测试、模拟研究均表明, 煤岩等固体脆性材料在载荷作用下, 其变形破坏特征为脆性冲击破坏; 冲击破坏具有突发性和延时性; 冲击破坏过程中内部将产生塑性变形或裂纹, 当裂纹形成和扩展时, 将瞬态释放应变能而产生弹性波. 伴随着这种现象, 将会有声发射产生; 同样当煤岩体等材料受载变形破裂时, 将会产生向外以电磁能的形式释放弹性能的现象. 伴随着这种现象, 将会有电磁辐射产生<sup>[2,3]</sup>.

因此可建立煤岩等固体脆性材料变形破坏的弹塑性脆性体模型来描述上述煤岩等固体脆性材料

变形破坏特征以及在其变形破坏过程中声发射和电磁辐射耦合规律. 而煤岩体的变形破坏程度可采用岩石的损伤因子来描述.

岩石的损伤因子  $D(t)$  的增长过程与声发射和电磁辐射的能量释放紧密相关.

一般情况下, 煤岩体在受载条件下, 变形破坏时能量的变化  $\Delta U$  可由下式来确定

$$\Delta U = \sigma \cdot \Delta \epsilon = \sigma(\epsilon_2 - \epsilon_1), \quad (1)$$

而且设破坏程度的损坏因子与变形呈线性关系

$$\epsilon = C_1 D - C_0, \quad (2)$$

$$\text{则 } \Delta U = q [C_1 D_2 - C_0] - [C_1 D_1 - C_0]. \quad (3)$$

由此, 得  $\Delta U$  与损伤因子的增量  $D(t) = D(t_2) - D(t_1)$  成正比, 也即

$$D(t) \propto U' \propto u(t) \propto \epsilon', \quad (4)$$

即如果  $\sigma$  为常数, 而且  $D \propto \epsilon$ , 则在弹性场中出现破坏时, 破坏速率表现在瞬间能量  $u(t)$  的释放中. 煤岩体的破坏情况可通过瞬间能量的释放表现出来, 即产生声发射和电磁辐射.

对于煤矿井下的煤岩体, 其冲击破坏是能量的聚积和快速释放的结果. 但在生产实践中, 确定冲击破坏的发生是非常困难的, 必须首先建立煤岩冲击破坏预测准则<sup>[2,3]</sup>.

根据弹塑性脆性模型, 当煤岩体上所受的应力超过了其强度极限, 或者当煤岩体的变形超过了最大变形时, 煤岩体就破坏. 如果  $\epsilon(t)$  是观测到的实际变形值, 则危险程度  $W_\epsilon(t)$  将由下式确定

$$\begin{cases} W_\epsilon(t) = 0, & \epsilon(t) < \epsilon^0, \\ 0 \leq W_\epsilon(t) = \frac{\epsilon(t) - \epsilon^0}{\epsilon_p - \epsilon^0} \leq 1, & \epsilon(t) \geq \epsilon^0. \end{cases} \quad (5)$$

式(5)即为煤岩体冲击破坏的判别准则.

由煤岩损伤、变形破坏即能量释放的分析可知, 煤岩变形破坏的变化率与声发射、电磁辐射的能量释放率成正比. 因此声发射或电磁辐射确定煤岩破坏的危险程度可采用同样的方式. 即

$$0 \leq W_n(t) = \frac{N(t) - N^0}{N_p - N^0} \leq 1, \quad N(t) \geq N^0, \quad (6)$$

式中  $N^0, N_1, N(t)$  分别表示初始、极限和  $t$  时刻的矿震或电磁辐射事件数(脉冲数).

## 2 冲击矿压分级预测技术

### 2.1 时空预测

在时间上, 冲击矿压的预测分早期综合分析预测和即时预测. 早期综合分析预测主要采用综合指数的方法, 而即时预测则采用电磁辐射、微震和钻

屑等方法进行<sup>[7-12]</sup>。

在空间上,冲击矿压的预测分区域预测、局部预测和点预测。区域预测主要采用综合指数法和微震监测方法,而局部预测采用综合指数方法、微震法和电磁辐射法,点预测则采用钻屑方法。

也就是采用综合指数法、微震法、电磁辐射法和钻屑法相结合,在时间上从早期预测到即时预测,在空间上从区域预测到局部、点预测,逐级排除和确认冲击矿压危险,实现分级预测,见图1。

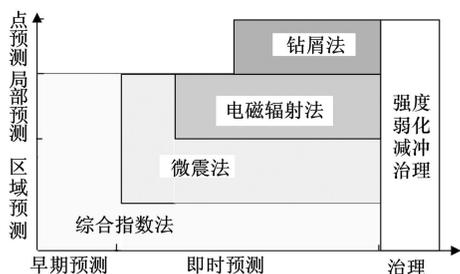


图1 冲击矿压危险的时空预测

Fig.1 Spacing-time forecast on rock burst

### 1) 早期与区域局部预测的综合指数法

综合指数法就是通过对影响冲击矿压发生的地质及开采因素的分析,以及100多次已发生冲击矿压事故的分析,确定出采掘工作面周围地质条件和开采条件的每个因素对冲击矿压的影响程度,以及各个因素对冲击矿压危险影响的指数。通过综合分析,形成了冲击矿压危险状态等级评定的综合指数法。综合指数法既是一种早期综合评价的方法,又是一种区域和局部预测的方法。

这种综合指数法分地质因素确定的冲击矿压危险程度和开采因素确定的冲击矿压危险程度。地质因素确定冲击危险主要考虑了冲击矿压发生的情况、开采深度、地质构造、坚硬顶板、顶板厚度特征参数、煤的冲击倾向性、煤的强度等7个因素。开采因素确定冲击危险主要考虑了开采技术条件、开采历史、煤柱、停采线、采空区、工作面接近煤层的变化带、工作面接近断层皱曲等12个开采因素对冲击矿压发生的影响。

对于一个矿井的采区和工作面,首先分析矿井的地质与开采因素对冲击矿压的影响,然后采用综合指数法,分析确定矿井的水平、采区、工作面各部分的冲击矿压危险指数,划分出冲击矿压的危险区域和重点防治区域。

### 2) 即时与区域预测的微震法

微震法就是记录采矿震动的能量,确定和分析震动的方向,对震中进行定位。在此基础上,提出了冲击矿压危险性的微震分级预测技术

微震预测冲击矿压危险时,主要采用矿震时释放能量的大小来确定冲击矿压发生的危险程度。当矿井的某个区域监测到矿震释放的能量大于发生冲击矿压的所需的最小能量时,则该区域的当前时间内有发生冲击矿压的危险性。如果在矿井的某个区域内,在一定的时间内,已进行了微震监测,根据观测到的微震能量水平,就可以捕捉到冲击矿压危险信息,并进行预测。

### 3) 即时与局部预测的电磁辐射法

根据大量的实验室试验研究、现场实测分析研究、理论分析表明,煤岩冲击变形破坏的损伤速度、能量与电磁辐射的幅值、脉冲数成正比。

在工作面采掘过程中,围岩发生破裂时,均有电磁辐射信号产生。电磁辐射信号的强度随着围岩受载程度的增大而增强,随变形速率的增加而增强。与此同时,煤岩体电磁辐射的脉冲数随着载荷的增大及变形破裂过程的增强而增大。载荷越大,加载速率越大,煤体的变形破裂越强烈,电磁辐射信号也越强。

根据上述理论及电磁辐射观测规律,可采用电磁辐射的幅值和脉冲数变化率确定冲击矿压的危险前兆信息和进行预测预报。

### 4) 即时与点预测的钻屑法

钻屑法是通过在煤层中打直径42~50 mm的钻孔,根据排出的煤粉量及其变化规律和有关动力效应,鉴别冲击危险的一种方法。该方法的基本理论和最初试验始于20世纪60年代,其理论基础是钻出煤粉量与煤体应力状态具有定量的关系,即其他条件相同的煤体,当应力状态不同时,其钻孔的煤粉量也不同。当单位长度的排粉率增大或超过标定值时,表示应力集中程度增加和冲击危险性提高。

对于一定条件的煤体,在正常应力作用下,不同钻孔深度的煤体的应力状态是不同的,此时钻孔的煤粉量也不相同。当煤层的应力集中程度增加或应力状态异常时,钻孔的煤粉量将发生改变。根据煤粉量的变化,即可预测煤体的受力状态,并进一步预测冲击危险性。

## 2.2 冲击矿压危险性的分级预测

上述时空预测的综合指数法、微震法、电磁辐射法和钻屑法分别确定了冲击矿压的危险性程度。综合指数法分析的是早期的、区域和局部的冲击矿压危险性程度;微震法确定的是顶板等震动引发冲击等的即时与区域性的冲击矿压危险性程度,电磁辐射法确定的是监测点20 m范围内即时与局部

的冲击矿压危险性程度,而钻屑法确定的则是打钻孔点的即时冲击矿压危险性。冲击矿压危险性预测的方法不同,确定的冲击矿压危险性的时间和区域不同。由于冲击矿压的发生有煤层型和顶板型,为了提高冲击矿压预测的可靠性和准确性,需要综合考虑冲击矿压危险性的预测技术。

表 1 冲击矿压危险状态的分级  
Table 1 Ranks of the danger of rock burst

危险等级	危险状态	危险指数	防治对策
A	无	$< 0.25$	所有的采掘工作可正常进行
B	弱	$0.25 \sim 0.5$	采掘工作过程中,加强冲击矿压危险的监测预报
C	中等	$0.5 \sim 0.75$	进行采掘工作的同时,采取强度弱化减冲治理措施,消除冲击危险
D	强	$> 0.75$	停止采掘作业,人员撤离危险地点,采取强度弱化减冲治理措施,采取措施后,通过监测检验,冲击危险消除后,方可进行下一步作业

### 2.3 危险分级预测实施方案

对于一个有冲击矿压危险的矿井和采区,首先根据综合指数法分析地质和开采条件,划分出冲击矿压危险区域及重点监测区域,实现冲击矿压的早期预测。在早期预测的基础上,采用微震法,对矿井冲击矿压的危险性进行区域监测和预测;对于有危险的区域,采用微震法和电磁辐射法,进行局部监测和预测;对于局部预测有危险的区域,采用钻屑法进行预测验证。综合确定冲击矿压危险等级,并对危险区域和地点采用强度弱化减冲技术进行治理。

具有冲击矿压危险的区域,分级预测及治理的工作流程为

- 早期综合预测(综合指数法确定重点监测区域)
- 即时预测
  - 区域预测(微震法连续监测、即时预测工作面区域冲击危险性)
  - 局部预测(微震法、电磁辐射法连续监测、即时预测工作面局部冲击危险性)
  - 点预测(钻屑法验证区域局部监测的准确性,并进行点预测)
- 逐级排除、确认危险等级
- 解危处理(煤岩体的强度弱化减冲治理,消除冲击危险)
- 治理效果检验(微震、电磁、钻屑检验解危效果)

因此,对于冲击矿压危险的矿井,在分析冲击矿压发生机理的基础上,采用时间上早期综合分析预测与即时预测相结合,空间上区域预测与局部监测、点预测相结合,构成可靠性高、简单易行、行之有效的冲击矿压危险性预测技术体系,见图 2。

根据理论分析、实验室试验和大量的现场试验,按照冲击矿压的危险性程度,我们将冲击矿压的危险程度量化分为 4 级进行预测,分别为无冲击危险、弱冲击危险、中等冲击危险和强冲击危险。根据冲击矿压危险性的不同,采取相应的防治对策,如表 1 所示。

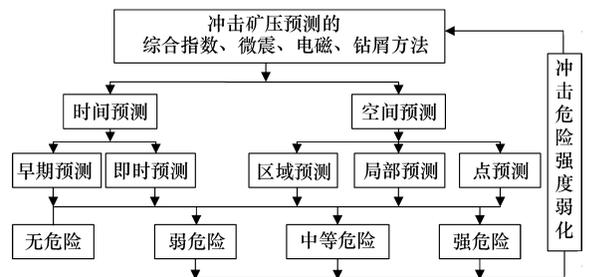


图 2 冲击矿压的分级预测技术体系  
Fig. 2 System of classification for forecasting rock burst

### 3 现场应用实施效果

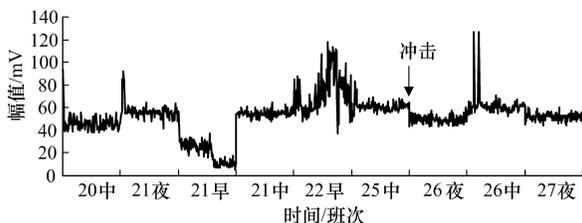
本技术已经在徐州矿务集团三河尖矿、新汶矿业集团华丰矿、兖矿集团东滩煤矿、济宁二号煤矿、济宁三号煤矿、平煤集团十一矿、大屯煤电公司孔庄矿、波兰卡托维兹(Katowice)矿等推广应用于预防冲击矿压灾害,取得了良好的经济效益和社会效益,并显示出广泛的应用前景。

徐州矿务集团公司三河尖煤矿冲击矿压危险最大的 7204、9112 和 9202 工作面,为此进行了冲击危险的监测预报的研究工作。该工作在分析三河尖煤矿冲击矿压危险的基础上,采用综合指数法、电磁辐射法和钻屑法等相结合的方法,对冲击矿压危险的前兆信息进行了及时的捕捉和及时预报,并对采取的冲击矿压治理措施实施效果进行检测。

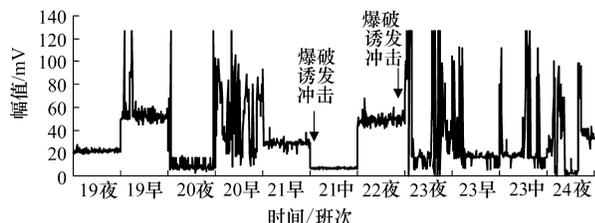
三河尖矿 7204 工作面位于三河尖井田的西翼,浅部为 7202 工作面,已回采完毕,深部为实体煤。地面标高为 35.8 ~ 36.0 m,工作面标高为 -771.2 ~ -825.5 m。7 煤层厚度平均 2.25 m,煤层倾角平均 29°。煤层顶板直接顶为中砂岩,平均厚 12.97 m,底板为粉砂岩,平均厚 4.30 m。

- 1) 综合指数法确定的冲击危险前兆信息  
根据综合指数法确定的 7204 工作面的各地质

因素对冲击矿压危险的影响程度及指数为 0.76, 属于强冲击危险。而 7204 工作面的各开采技术条件对冲击矿压危险程度的影响及危险指数为, 降低材料道超前支承压区, 危险指数为 0.46; 降低材料道超前支承压区外, 危险指数为 0.46; 材料道超前支承压区, 危险指数为 0.38; 材料道超前支承压区外, 危险指数为 0.38; 运输道, 危险指数为 0; 工作面上部, 危险指数为 0.46; 工作面上部降低材料道以下, 危险指数为 0.46; 工作面下部, 危险指数为 0.38。因此, 由工作面开采技术条件确定的工作面及巷道各点的冲击矿压危险前兆等级为中等冲击危险性。



(a) 冲击矿压前后



(b) 卸压爆破诱发冲击前后

图 3 冲击矿压前后电磁辐射信息的变化规律

Fig. 3 Variation process of electromagnetic emissions before and after rock burst

### 3) 钻屑法确定的冲击危险信息

在 7204 工作面回采过程中, 共进行了 395 次的煤粉检测。除了钻屑量以外, 在检测过程中发现, 冲击矿压的发生与钻孔过程中的动力现象关系非常密切。在工作面推进期间, 凡出现孔内动力现象时, 如不及时进行卸压, 或防治力度不够均会发生冲击矿压现象。

7204 工作面回采过程中, 采面及巷道共发生冲击矿压现象 38 次, 其中 34 次为卸压爆破诱发, 4 次虽进行了卸压爆破, 但由于爆破力度不够, 在落煤时诱发了冲击矿压现象。对于卸压爆破诱发冲击矿压和 4 次落煤诱发冲击矿压, 在此之前, 均进行了预测预报。

三河尖煤矿从 1999 年 11 月开始应用冲击矿压的分级预测技术, 采取了相应的治理措施对冲击矿压危险进行防治, 取得了良好大效果。到目前为止, 已先后安全回采了 7204, 9112, 9112<sub>外</sub>, 7139, 7111, 7109, 9202 等具有高冲击危险的工作面, 产生经济效益累计达到 19 314.4 万元, 取得了巨大的社会效应和经济效益。

## 4 结 论

1) 弹塑性体模型可描述煤岩等固体脆性材料变形破坏特征以及在其变形破坏过程中产生的电磁辐射现象, 得出煤岩变形破坏的变化率与电磁

### 2) 电磁辐射法确定的冲击危险前兆信息

从冲击矿压的形成发展过程看, 在冲击矿压危险性高的区域, 电磁辐射的幅值变化不大, 但整体水平高。冲击矿压发生前的一段时间, 电磁辐射连续增长或先增长, 然后下降, 之后又呈增长趋势。但这段时间内, 其电磁辐射均值均达到、接近或超过临界值, 之后发生冲击矿压。图 3a 为 7204 工作面于 10 月 26 日冲击矿压发生前后记录的电磁辐射前兆信息变化规律。图 3b 反映了 7204 工作面进行卸压爆破过程中电磁辐射强度信息的变化情况, 这几次爆破均相应地诱发了冲击矿压。

辐射的能量释放率成正比, 从而可建立煤岩体冲击破坏的判别准则。

2) 按照冲击矿压的危险性程度, 可将其危险性量化分为 4 级进行预测, 分别为无冲击危险、弱冲击危险、中等冲击危险和强冲击危险。根据冲击矿压危险性的不同, 采取相应的防治对策。

3) 基于冲击矿压的分级预测准则, 以及冲击矿压的连续监测预警技术, 可形成冲击矿压的时空危险性分级预测技术体系, 即: 采用综合指数法、微震法、电磁辐射法和钻屑法相结合, 在时间上从早期预测到即时预测、空间上从区域预测到局部、点预测, 逐级排除和确认冲击矿压危险, 实现分级预测。

4) 三河尖煤矿采用冲击矿压的时空分级预测技术, 在 7204 工作面成功地进行了 38 次冲击矿压危险的预测, 保证了工作面的安全生产, 取得了良好的社会效益。

### 参考文献:

- [1] 陈炎光, 钱鸣高. 中国煤矿采场围岩控制[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1994: 165-166.
- [2] 窦林名, 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: 1-96.
- [3] 窦林名, 赵从国, 杨思光, 等. 煤矿开采冲击矿压灾害防治[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006: 1-109.

- [ 4 ] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制[ M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2004: 294-330.
- [ 5 ] 闵长江, 卜凡启, 周廷振, 等. 煤矿冲击矿压及防治[ M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1998: 1-10.
- [ 6 ] DUBINSKI J, KONOPKO W. Tapnia-ocena, prognoza, zwalczanie[ M]. Katowice: Główny Instytut Górnictwa, 2000: 1-20.
- [ 7 ] KONOPKO W. Doswiadczone podstawy kwalifikowania wyrobisk górnictwa w kopalniach węgla kamiennego do stopni zagrożenia tapaniami [ J]. Prace Naukowe GIG, 1994, 795: 81-93.
- [ 8 ] 窦林名, 何学秋, DRZEZLA B. 冲击矿压危险性评价的地音法[ J]. 中国矿业大学学报, 2000, 29(1): 85-88.  
DOU Lin-ming, HE Xue-qiu, DRZEZLA B. AE Method of evaluating the danger of rock burst[ J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2000, 29(1): 85-88.
- [ 9 ] 窦林名, 何学秋, 王恩元. 冲击矿压与震动的机理及预报研究[ J]. 矿山压力与顶板管理, 1999, 16(3/4): 215-218.  
DOU Lin-ming, HE Xue-qiu, WANG En-yuan. Study on the mechanism and forecast of rock burst and tremor[ J]. Ground Pressure and Strata Control, 1999, 16(3/4): 215-218.
- [ 10 ] 王恩元, 何学秋, 刘贞堂. 受载岩石电磁辐射特性及其应用研究[ J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(10): 1473-1477.  
WANG En-yuan, HE Xue-qiu, LIU Zhen-tang. Study on electromagnetic emission characteristics of loaded rock and its applications[ J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(10): 1473-1477.
- [ 11 ] 窦林名, 何学秋. 由煤岩变化破坏引起的电磁辐射[ J]. 清华大学学报, 2001, 41(12): 86-88.  
DOU Lin-ming, HE Xue-qiu. Electromagnetic emission in rock and coal burst failures[ J]. Journal of Tsinghua University, 2001, 41(12): 86-88.
- [ 12 ] 窦林名, 曹其伟, 何学秋, 等. 冲击矿压危险的电磁辐射监测技术[ J]. 矿山压力与顶板管理, 2002, 19(4): 89-91, 98.  
DOU Lin-ming, CAO Qi-wei, HE Xue-qiu, et al. Monitoring technique of electromagnetic emission on rock burst danger[ J]. Ground Pressure and Strata Control, 2002, 19(4): 89-91, 98.

(责任编辑 王继红)

## 9 巷道围岩的强弱强结构效应及防冲机理探讨<sup>\*</sup>

窦林名<sup>1,2</sup> 高明仕<sup>1</sup> 张 农<sup>1</sup>

(1. 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 中国矿业大学矿业工程学院 江苏 徐州 221116;

2. 中国煤炭学会岩石力学与支护专业委员会 北京 100013)

**摘要:**煤矿冲击地压动力灾害大部分发生在巷道中,治理时主要在巷道形成弱结构,为此提出了控制巷道围岩冲击的强—弱—强结构效应。该结构的围岩强度是强、弱、强;变形特征是小、大、小;抗变形能力是强、弱、强;震动能量的耗散是弱、强、弱。该结构具有向外部转移高集中应力的特征,对冲击应力波起到一个衰减吸收效应;同时具有承载性能最佳的环形效应特征。通过研究,认为巷道冲击的破坏主要与冲击源的初始震动能量、震源距离、介质的衰减指数、埋藏深度以及原岩应力场大小等有关,在此基础上建立了巷道冲击破坏的强度判别准则。要维护巷道的稳定,防治冲击地压灾害的发生,就必须减小震源的震动强度,设置弱结构和提高支护强度。

**关键词:**巷道;强弱强结构;冲击地压;防治

### Discuss of the Strong-weak-strong Structural Effect of Rock around Roadway and the Mechanism of Rock Burst Prevention

DOU Linming<sup>1,2</sup>, GAO Mingshi<sup>1</sup>, ZHANG Nong<sup>1</sup>

(1. *The Key Laboratory of Mining & Safety of China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221008, China;*

2. *Rock Dynamics and Support Committee, China Coal Society, Beijing 100013, China*)

**Abstract:** Most of the rock burst disasters in coal mine happen in roadways. The rock forms weak structure during treatment. Therefore the strong-weak-strong structure of rock burst management is put forward. The rock strength of this structure is strong, weak and strong, the deformation small, big and small, the anti-deformation capability strong, weak and strong, the dissipation of shock energy weak, strong and weak. This kind of structure can transfer large concentration stress to the outside, which helps the attenuation and absorption of rock burst stress wave. It also has the ring effect, which has the best load-supporting property. The research shows that the burst damage of roadway is mainly relevant to the initial shock energy of the burst source, distance to the source, attenuation index of the medium, the roadway depth and the in-situ stress. On the base of the research results

基金项目:国家自然科学基金项目(50490273, 50474068);“十一五”国家科技支撑计划(2006BAK04B02, 2006BAK03B06);国家重点基础研究发展计划(973)项目(2005CB221504)。

作者简介:窦林名(1963—),男,博士,中国矿业大学首席教授、博导。E-mail:dlm\_burst@126.com。

strength criterion of roadway burst damage is founded. In order to maintain the stability of roadway and prevent the rockburst disasters, the shock strength of source must be induced, weak structure being installed and support strength being enhanced.

**Key words:** roadway; strong-weak-strong structure; rock burst; prevention and treatment

冲击地压是积聚在矿井巷道和采场周围煤岩体中的能量突然释放,在井巷发生爆炸性事故,动力将煤岩抛向巷道,同时发出强烈声响,造成煤岩体振动和煤岩体破坏、支架和设备损坏、人员伤亡、部分巷道垮落破坏等。冲击地压还会引发或可能引发其他矿井灾害,尤其是瓦斯、煤尘爆炸,火灾以及水灾,干扰通风系统,严重时造成地面震动和建筑物破坏等。因此,冲击地压是煤矿重大灾害之一<sup>[1]~[7]</sup>。

冲击地压一般分为压力(煤层)型和冲击(顶板)型两类。但无论是冲击型还是压力型冲击地压,其冲击破坏的位置一般在巷道和采场。统计表明,约75%的冲击地压灾害发生在巷道,特别是超前工作面两巷的0~80 m的范围内。冲击地压灾害主要表现为动力将煤岩抛向巷道,堵塞巷道,破坏巷道周围煤岩的结构及支护系统,使其失去功能,并有可能造成人身伤亡事故。冲击地压发生后,煤体被破坏并整体移出,煤壁大范围片帮,煤从煤体中抛出,而煤层顶底板多数没有明显的破坏和变形。巷道断面明显收缩,通常收缩量可达巷道极木的50%~70%,有的甚至达到90%以上。

矿压理论和实践均表明,由于巷道的开掘或工作面的推进,掘进巷道和工作面两巷会经常处于动压载荷作用下。采煤工作面上方坚硬厚层顶板的大面积悬顶和折断,会引起煤层和顶板的高应力集中,形成顶板煤层冲击和顶板岩层的动力性折断,释放大量能量。冲击地压的发生除需要煤层及其周围岩层中聚集大量的弹性能外,还需要主关键层破裂等释放的外部能量;破断中心距巷道工作面越近、释放的能量越大,传播到巷道工作面处的能量就越大,越容易引发冲击地压。因此,研究深部动压巷道的冲击破坏机理及其防治对我国煤矿的安全生产、人民生命财产的保障将起到极其重要的作用,具有非常大的实际意义。

对巷道附近的冲击地压灾害机理和防治已进行了一些研究。认为:巷道或采场壁面的局部稳定是由高应力集中区内形成的层裂板结构区的稳定控制的,冲击地压是煤壁形成的层裂板结构区的局部压屈<sup>[8]</sup>;冲击破坏巷道主要是地震波传播过程中动载荷脉冲的冲击,使煤层垮落,动力抛出煤岩体。采矿坑道和支架是一个支护系统,用来支撑一定的静载和动载,即抵抗由振动速度、加速度和主频率引起的地震力<sup>[6]</sup>。老虎台矿发生冲击地压后,金属棚支护的巷道大部分受损破坏变形,个别地段二次维修,而锚网支护的巷道基本完好无损<sup>[9]</sup>。为了防止冲击地压的发生,巷道布置和开采顺序要避免应力集中和避开高应力区,巷道支护应选用可缩性支护,工作面宜选用液压支架;掘进巷道宜用可缩支架或锚背网喷支护,增加支架的可缩性和弹性,有利于缓解和释放应力<sup>[10]</sup>;巷道附近冲击地压危险区主要采用松散煤岩体的解危措施,在巷道周围形成一个松散带<sup>[11]</sup>。

上述从不同的角度对巷道冲击地压灾害防治进行了研究,但还没有形成一套比较完整的机理、监测和解危、防护等体系。本文从巷道的强弱结构出发,研究巷道周围的结构特征,为巷道冲击地压的防治提供理论依据。

## 1 冲击破坏应力及巷道冲击破坏过程

### 1.1 煤岩体冲击破坏的最小应力

煤层发生冲击破坏与煤的强度以及其所受的应力有关。煤的强度越大、应力越高,煤层越容易发生冲击破坏。对煤的试验研究表明,当煤的单向抗压强度 $R_c > 20$  MPa时,要发生冲击地压,煤体上所受的应力在50 MPa以上;而当煤的单向抗压强度 $R_c < 16$  MPa时,要发生冲击地压,煤体上所受的应力要达到70 MPa以上;而当单向抗压强度 $R_c = 16 \sim 20$  MPa时,应力为50~70 MPa,如图1所示。图中, $C_1$ 为煤试块发生冲击时所需的最小应力值。

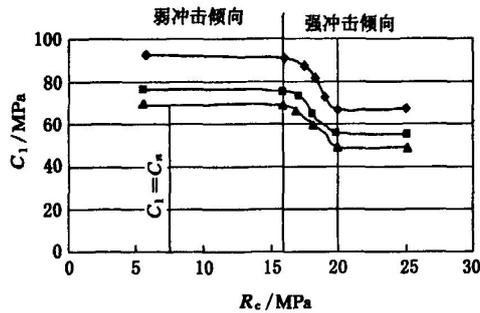


图1 煤的单向抗压强度与发生冲击的最小应力之间的关系

### 1.2 巷道冲击破坏过程

巷道开挖后,在巷道周围岩体中的应力重新分配,经形成了应力集中现象,浅部围岩已经受到一定程度的损伤破坏,但巷道围岩结构还没有被破坏,仍能维持一定的稳定性。巷道两侧煤体内的支承压力峰值点距煤壁 3~10 m,应力集中系数为 1.5~3,如图 2 的曲线 1 所示。

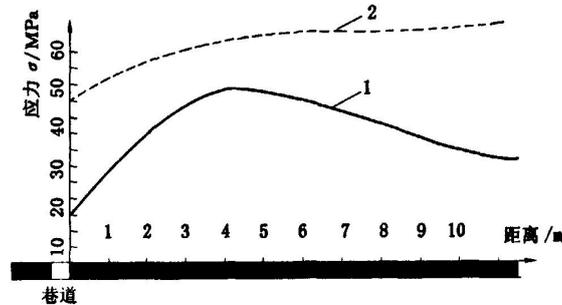


图2 巷道周围的应力分布

假设当巷道周围的应力超过某一个应力值后,就发生冲击地压(如图 2 曲线 2 所示)。巷道掘进或工作面开采过程中,由于放炮扰动、顶板破断运动等作用而发生震动,此时巷道围岩将受到从某个方向传播而来的冲击应力波作用,这个应力波与巷道围岩的应力场叠加,从而使得围岩内部应力急剧升高,当围岩内部应力大于巷道围岩体的极限承载强度,超过发生冲击地压的最小应力值时,岩体平衡状态被打破,巷道围岩在这个冲击波的作用下,将瞬间破坏或累计损伤破坏,造成巷道围岩结构的整体破坏,从而发生冲击地压事故。

一般情况下,巷道破坏的速度和程度都与冲击应力波的强度成正相关性。将这种由冲击波沿某一方向一次传播而不需冲击波循环往复多次累积就造成巷道围岩破坏的情况称为单次瞬间破坏。如果地震能产生的瞬间动应力远大于巷道围岩体中的集中应力,则它在岩体破坏中起主要作用;如果巷道围岩体中的集中应力本身大于地震能产生的瞬间动应力,则动应力在岩体破坏中起诱发作用。

## 2 巷道围岩的强弱强结构

由上述可知,对于受冲击地压危险的巷道,对巷道围岩采取松散煤岩体的措施之后,巷道周围的围岩可以看成是:最里圈,是由巷道支护组成的小结构(强结构);小结构之外,是经过松散解危后的弱结构;在弱结构之外,是没有经过扰动的原岩结构(强结构)。即巷道围岩由里向外具有强、弱、强的结构特征,如图 3 所示。

### 2.1 道围岩强弱强结构力学分析

由弹性力学理论可知,在开采深度为  $h$  的情况下,开挖前巷道处在  $\sigma_1 = \gamma h$  的均布应力场中。开挖后在距离巷道中心  $R$  处( $R \geq r$ )形成的径向应力和切向应力分别为:

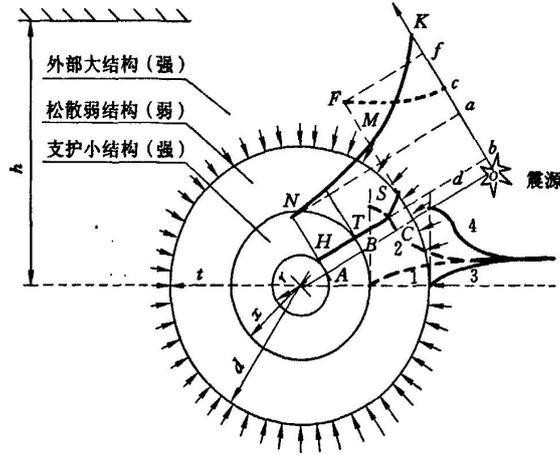


图3 冲击震动巷道围岩的强弱强结构控制机理力学模型

$$\sigma_r = \gamma h \left(1 - \frac{r^2}{R^2}\right) \quad (1)$$

$$\sigma_\theta = \gamma h \left(1 + \frac{r^2}{R^2}\right) \quad (2)$$

这里,  $r$  为巷道的半径。假定巷道围岩—支护构件形成共同承载小结构厚度为  $t_{AB}$ , 支护体强度为  $\sigma_{ZAB}$ , 冲击震源距巷道中心  $d$  处, 当冲击应力波从初始值  $\sigma_d$  开始传播, 传播到巷道围岩承载小结构外表面  $B$  处, 波在介质中传播的能量衰减指数为  $\eta$ 。由于  $h \gg r, d$  与  $r$  之间通常也是  $1 \sim 2$  甚至更大的数量级关系, 可认为冲击波传播到巷道周围时是同时到达巷道围岩小结构的, 即震源产生的冲击波在小结构的外表面成均匀分布, 是正入射。

巷道无支护时, 弹性波从震源传播到巷道围岩表面, 震动冲击在  $A$  处产生的应力为:

$$\sigma_A = \sigma_d \cdot (d - r)^{-\eta} \quad (3)$$

巷道围岩表面分别为围岩和空气, 因此, 冲击入射波在巷道  $A$  处的几乎全部反射为应力波, 其产生的应力大小仍为  $\sigma_A$ 。该应力与巷道周围形成的高应力场叠加, 而造成巷道的破坏。即当满足以下条件时, 巷道周围的煤岩体就发生破坏。

$$\sigma_A + \sigma_r > \sigma_m$$

即 
$$\sigma_d \cdot (d - r)^{-\eta} + \gamma h \left(1 - \frac{r^2}{R^2}\right) > \sigma_m \quad (4)$$

上式就是无支护巷道在震源冲击下发生破坏的判据。这种破坏首先是在巷道临近自由表面发生层裂, 同时形成新的自由表面, 后续压力脉冲在新自由表面又形成第二层层裂, 这样形成多层层裂从而破坏巷道。由此可知, 巷道冲击破坏的主要因素与冲击源的初始震动能量、震源距离、介质的衰减指数、埋藏深度和原岩应力场大小等有关。当冲击源能量越大, 距离巷道越近, 介质的衰减指数越小, 埋藏深度越深以及原岩应力场越大, 巷道越容易产生瞬间冲击破坏。

在巷道有支护时, 冲击弹性波从震源传播到支护小结构  $AB$  外表面  $B$  处产生的应力  $\sigma_B$  为:

$$\sigma_B = \sigma_d \cdot (d - r - t_{AB})^{-\eta} \quad (5)$$

此时,  $B$  处受到的应力大小为:

$$\sigma_{Bh} = \sigma_d \cdot (d - r - t_{AB})^{-\eta} + \gamma h \left[1 - \frac{r^2}{(r + t_{AB})^2}\right]^2 \quad (6)$$

当  $\sigma_{Bh} < \sigma_{ZAB}$  满足时, 巷道支护小结构将被破坏, 即:

$$\sigma_d \cdot (d - r - t_{AB})^{-\eta} + \gamma h \left[1 - \frac{r^2}{(r + t_{AB})^2}\right]^2 > \sigma_{ZAB} \quad (7)$$

上式就是支护巷道在震源冲击下发生破坏的判据。由此可见,巷道支护小结构 $\sigma_{ZAB}$ 对防止冲击地压的发生起重要的作用。如果对巷道支护强度高,就可能防止小的冲击地压对巷道的破坏。

## 2.2 巷道围岩的强弱强结构效应特征

### (1) 强弱强结构的强度特征

在巷道围岩的强度方面,受冲击威胁的巷道围岩呈现强弱强结构特征。巷道外部受开挖采动影响较小的原岩结构(外强结构)完整性好,基本为原始强度,围岩强度高;特殊设置的松散破碎区(弱结构),因采用特殊的方法破坏了煤岩的结构,强度大大降低,表现为明显的弱强度特征;巷道最里圈,由支护组成的小结构(内强结构),在支护的作用下,与巷道围岩一起形成自身承载强度较高的加固层。因此,从巷道围岩的自身的强度特征来看,明显地呈现出强、弱、强的结构效应。

### (2) 强弱强结构的应力转移特征

在无冲击震动的情况下,巷道周围岩体内的应力由于弱结构的存在,重新分布。径向应力和切向应力都向围岩深部转移,由图3中的曲线1、2转移至弱结构外的曲线3、4,使巷道围岩支护小结构处于应力降低区域,有利于巷道的维护和稳定。

在有冲击震动时,若没有弱结构的存在,由冲击震源传递而来的冲击应力分布曲线为 $KMN$ 。虽然冲击应力衰减,但由于应力衰减系数较小,传递到巷道围岩的冲击应力仍然较大,当该应力与巷道周围的应力叠加,瞬间超过围岩强度极限,就会造成巷道的冲击破坏。在有弱结构存在时,由冲击震源传递而来的强冲击应力在强弱结构表面产生反射和透射现象,部分应力被反射回外强结构中(图3中的 $F_c$ ),使得透射进入弱结构的应力幅值大大降低,并在弱结构内部经过散射和吸收,进一步衰减,传递到巷道围岩支护小强结构上的应力就大大减弱(图3中的 $STH$ )。即由于强弱强结构的存在,冲击震动应力分布曲线由 $KMN$ 变为 $KM+STH$ 。因此,强弱强结构对冲击应力波起到一个衰减吸收效应,而且在无冲击震动状态下将巷道周围的高应力转移至围岩深部,使得巷道周围处于较低的应力状态,这对于深部高应力环境下巷道的同样具有显著作用。

### (3) 强弱强结构的变形特征

在巷道围岩的强弱强结构中,每一个结构的变形特征也是不一样的,外强结构由于位置较远,对冲击震动波起到传递作用,冲击震动波对它的损坏作用较小,而且受两边岩层的约束,变形空间小,故变形量也较小。中间的弱结构,由于对岩体进行了松散,岩体具有碎胀扩容特性,故容易向巷道自由空间方向发生较大的变形位移;在冲击震动波传递过来时,弱结构主要起到一个散射和吸收的作用,高应力被弱结构的外表面散射,透射进入弱结构的应力又被弱结构内部岩体吸收,在内部岩体吸能做功过程中,弱结构又发生较大的变形和位移,因此,巷道的变形量主要是由弱结构的设置过程和冲击震动过程产生的。在支护的小强结构中,自身抗载强度高,能有效抵抗冲击余能的震动破坏作用,则变形量不大,在冲击震动过程中随弱结构岩层向巷道自由空间内移而发生整体内移,表现出常规静载状态下巷道变形的特点;如果不支护或支护强度不高,在穿过弱结构的冲击余能的作用下,内强结构也可能被破坏。由此可见,在强弱强结构中,巷道围岩的变形表现为小、大、小的特征,而抗变形则表现为强、弱、强的特征。

### (4) 强弱强结构的环形效应特征

在巷道内部围岩任何一处设置软弱区,由于地层的整体连贯性,特别是在深部,岩体基本处于三向等压应力场环境中,不同岩体基本表现出相同或相近的力学性质,因此,若在巷道围岩某一位置构造一松软破碎区域,岩层整体的强度和连续性则随之发生变化,整层岩层不再保持其原来的强度,形成以巷道周边包围圈的环形效应,这个环形即形成巷道围岩支护保护区小强结构外围的环形弱结构。这个环形弱结构阻隔了从巷道任何一方传递而来的冲击震动波,从而使巷道支护体小强结构处于相对均匀分布的圆(环)形应力场。在该应力场环境下进行巷道支护是所有巷道形状中承载性能最佳的形式,巷道的稳定性也是最好的,这对巷道维护最为有利。

### (5) 强弱强结构的能量耗散特征

在强弱强结构中,外强结构岩层完整,冲击震动波传播过程中能量的衰减指数小,只有小部分能量

被吸收,冲击震动能量衰减作用不明显,即在能量耗散能力上表现为弱的特征。中间设置的弱结构,岩体的完整性和连续性差,裂隙孔隙率高,对冲击震动波的散射和吸收能力大,在对冲击震动能量的耗散能力上表现为强的特征,耗散能的特征越强,对巷道围岩的保护作用越有利。对于支护小强结构,内部结构相对紧密完整,只随弱结构的变形而发生整体位移,自身变形量较小,耗能能力有限,能量耗散也表现为弱的特征。因此,从对冲击震动能量的耗散特征来看,强弱强结构表现为弱强弱的特征。

### 2.3 深部巷道防冲控制对策

由式(7)可知,要维护巷道的稳定,防治冲击地压灾害的发生,就必须从减小震源的震动强度、设置弱结构和提高支护强度出发。

#### (1) 减小巷道围岩深部的震动载荷 $\sigma_d$

冲击地压有压力型(煤柱型)、冲击型(顶板或底板型)和冲击压力型三种类型。压力型冲击地压的震源在煤柱的高应力集中区,冲击型冲击地压的震源在顶底板厚岩层破断或滑移运动区、断层等构造的活化区。因此,减小巷道围岩深部的震动载荷就是要降低应力集中区,减小能量在顶板岩层或构造区的聚集。其主要方法有:松散煤岩体,降低煤层中的应力集中程度;破坏顶板的完整性,使得顶板中不能聚集大量的弹性能;释放断层等构造中聚集的能量并抑制其活化运动等。

#### (2) 设置吸能的弱结构

在巷道支护体小结构外,形成一个松散煤岩破坏区,增加煤岩体的能量衰减系数  $\eta$ ,使得高能量的冲击震动通过该软化区后到达支护体小结构 AB 时衰减,满足  $\sigma_{Bk} < \sigma_{ZAB}$ , 或  $E_r < E_{Lmin}$ , 起到消波吸能的“过滤”作用,从而使巷道围岩支护结构免受损坏。采取的主要办法有:深孔爆破松散煤岩,钻孔增加孔隙度;煤体注水弱化软化煤岩等。

#### (3) 提高巷道的支护强度

由以上分析可知,巷道围岩发生冲击破坏与巷道的支护强度有很大关系。在其他条件不变时,冲击破坏取决于巷道围岩极限承载强度  $\sigma_c$ 。通过一定的支护手段,提高巷道围岩极限承载强度,就可以大大降低巷道冲击破坏的几率。锚杆支护在安装初期就对围岩施加一主动的预紧力,锚杆和围岩组成的锚固体成为强有力的承载体,使围岩从一开始就受到较大的支护作用力,阻止巷道围岩层裂屈曲及离层,有效控制围岩的初期变形;围岩内部注浆也在浅部围岩形成承载加固环,提高围岩力学性质,增强巷道围岩支护强度,这些都对巷道防冲有利。

## 3 主要结论

① 受冲击地压危险的巷道,在对巷道围岩采取松散煤岩体的措施之后,巷道围岩形成强—弱—强的结构特征。

② 根据巷道围岩强弱强结构的力学分析,巷道冲击的破坏主要与冲击源的初始震动能量、震源距离、介质的衰减指数、埋藏深度和原岩应力场大小等有关。当冲击源能量越大,距离巷道越近,介质的衰减指数越小,埋藏深度越深以及原岩应力场越大,巷道越容易产生瞬间冲击破坏。从而建立了巷道冲击破坏的强度判别准则。

③ 巷道围岩的强弱强结构在巷道围岩自身的强度方面,具有强、弱、强的结构效应;在变形方面,巷道围岩强弱强结构的变形特征为小、大、小,而抗变形能力则表现为强、弱、强的特征;在应力集中方面,具有向外部转移高应力的特征,对冲击应力波起到一个衰减吸收效应;在受力方面,强弱强结构具有承载性能最佳的环形效应特征;在震动能量传播方面,强弱强结构对能量的耗散具有弱强弱的特征。

④ 要维护巷道的稳定,防治冲击地压灾害的发生,就必须减小震源的震动强度,设置弱结构和提高支护强度。

### 参考文献:

[1] 陈炎光,钱鸣高,等. 中国煤矿采场围岩控制[M]. 北京:煤炭工业出版社,1994.

- 
- [2] 窦林名,何学秋. 冲击地压防治理论与技术[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2001.
- [3] 窦林名,赵从国,杨思光,等. 煤矿开采冲击地压灾害防治[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2006.
- [4] 钱鸣高,石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2004.
- [5] 闵长江,卜凡启,周廷振,等. 煤矿冲击地压及防治[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,1998.
- [6] DUBINSKI J, KONOPKO W. Tapnia-ocena, prognoza, zwalczanie [ M ]. Katowice: Główny Instytut Gornictwa, 2000.
- [7] KONOPKO W. Doswiadczalne podstawy kwalifikowania wyrobisk gorniczych w kopalniach wegla kamiennego do stopni zagrozenia tapaniami,Katowice[J]. Prace Naukowe w GIG, 1994,795:81-93.
- [8] 张晓春,杨挺青,缪协兴. 冲击地压模拟试验研究[J]. 岩土工程学报,1999,21(1):66-70.
- [9] 陈荣德,乔何. 老虎台矿冲击地压下特厚煤层巷道锚杆支护试验研究[J]. 中国矿业,2000,9(4):75-77.
- [10] 高明仕. 冲击地压巷道围岩的强弱结构控制机理研究[D]. 徐州:中国矿业大学,2006,6.
- [11] 高明仕,张农,窦林名,等. 基于能量平衡理论的冲击地压巷道支护参数研究[J]. 中国矿业大学学报,2007,36(4): 426-430.



# 10 煤矿覆岩空间结构 OX-F-T 演化规律研究

窦林名, 贺 虎

(中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116)

**摘要:** 煤矿工作面高强度、大尺度快速推进, 导致采场覆岩运动范围增大, 空间结构复杂。多工作面情况下, 工作面与采空区覆岩结构协同运动, 相互影响, 造成的矿山动力灾害, 称之为覆岩空间结构失稳型动力灾害。根据工作面上覆岩层边界状态的不同, 将覆岩空间结构分为 OX, F 与 T 型 3 类。研究 OX-F-T 演化特征, 即顶板 O-X 破断形成的 OX 结构为覆岩基本形式, 同时又作为相邻工作面的边界条件, 一侧为 OX 结构形成 F 型覆岩结构, 两侧存在 OX 则形成 T 型覆岩结构。阐述不同结构的断裂运动规律, 并将各结构进行详细分类。利用现场 SOS 微震监测系统, 分别选取代表 OX, F 与 T 覆岩结构的单一工作面、双工作面、孤岛工作面, 分析各工作面开采过程中的震源分布规律。针对不同覆岩结构特征, 提出不同的防治措施, 为冲击震动的预防工作提供理论指导。

**关键词:** 采矿工程; 覆岩空间结构; 冲击灾害; 关键层; 综采综放; 微震

**中图分类号:** TD 324

**文献标识码:** A

**文章编号:** 1000-6915(2012)03-0453-08

## STUDY OF OX-F-T SPATIAL STRUCTURE EVOLUTION OF OVERLYING STRATA IN COAL MINES

DOU Linming, HE Hu

(State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

**Abstract:** The rupture and movement scope of overlying strata increase sharply since the high strength and rapid exploitation of the longwall mining faces; and the spatial structure formed by fractured strata becomes much more complex. The overlying strata would move and interact coordinately when more workfaces exist; hence leading to mining dynamic disasters that defined as spatial structure instability in this paper. Based on the boundary conditions, three basic forms that named OX, F and T structure are identified, respectively. The OX-F-T evolution of the overlying strata is presented that the O-X fracture is the elemental structure of overlying strata and also the boundary of adjacent workface, one side is OX constitute F structure, and both side with OX is T structure. The characteristics and detailed classifications for each type are elaborated. The microseismic system is used for on-site monitoring, single, double and isolated workfaces that represent the OX, F and T structure are selected respectively to research the distribution rules of seismic events; the results confirmed the OX-F-T spatial structure feature. At last, specialized methods are proposed targeted to workfaces with different spatial structures. The research results provide theoretical guidance for dynamic disaster prevention and control in coal mines.

**Key words:** mining engineering; spatial structure of overlying strata; dynamic disaster; key strata; fully mechanized mining with sublevel caving; microseismicity

**收稿日期:** 2011-10-10; **修回日期:** 2012-01-08

**基金项目:** 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2010CB226805); 国家自然科学基金资助项目(51174285); 江苏高校优势学科建设工程资助项目(PAPD)

**作者简介:** 窦林名(1963-), 博士, 1983年毕业于西安矿业学院采矿系采矿工程专业, 现任教授、博士生导师, 从事矿山压力、冲击矿压、采矿地球物理等方面的教学与研究工作。E-mail: lmdou@126.com

# 1 引言

近年来,以综采放顶煤、大采高开采,无煤柱护巷技术为代表的一系列先进采煤科技在我国得到了广泛应用与长足发展<sup>[1-3]</sup>,从而使长壁工作面开采尺度与推进速度急剧上升。随着无煤柱(小煤柱)成功应用到综放工作面,纵向与横向层面上覆岩运动范围远大于综采工作面,由此引发的采动应力场、覆岩空间结构演化规律更加复杂<sup>[4-6]</sup>。大规模、高强度的开采扰动不仅导致垮落带覆岩剧烈运动,并且周围采空区中已经存在的空间平衡结构也将进一步失稳,而未断裂的岩层会与工作面协同破断运动,从而诱发冲击矿压等煤岩动力灾害,对于此类冲击矿压,本文称之为空间结构失稳型。

煤岩震动冲击灾害在我国呈爆发式增长态势,目前已超过 120 余处矿井有发生矿震与冲击报道,累计破坏巷道 30 多千米,造成大量人员伤亡与财产损失<sup>[7]</sup>。在山东兖州矿区、新汶矿区、淮北海仔煤矿、河南义马矿区等均存在巨厚主关键层,随着开采尺度的增大,主关键层断裂失稳诱发矿震不仅影响井下采掘工作面安全,更对地面社区造成影响,由于震源距地表距离近,烈度堪比 5 级以上地震<sup>[8-9]</sup>,已经逐步演化为矿区社会公共安全问题,这些问题的解决需建立在对覆岩空间结构形成与失稳以及煤岩动力破坏机制的研究上。钱鸣高等<sup>[9-10]</sup>建立的“砌体梁”与“关键层”理论,为研究煤矿采动覆岩结构的形成与失稳提供了理论依据。但是以往的研究范围多局限于单一工作面距离采场较近的老顶岩层以及煤层前方几十米内支承压力的区域内,而与冲击矿压等动力灾害相关的岩层范围已经到达主关键层,在层面方向上也远远超过本工作面采动范围<sup>[11]</sup>。姜福兴等<sup>[12]</sup>提出了覆岩空间结构的概念,并根据采场的边界条件,分为  $\theta$ , O, S 和 C 型 4 类结构,拓展了传统矿压研究范围的限制,具有重要的指导意义,但是并没有给出结构形成与失稳条件,和煤岩动力灾害关系联系不紧密。本文基于关键层理论,并根据现场微震监测,提出覆岩空间结构的 OX-F-T 演化模型,以期对空间结构失稳型冲击矿压机制研究与预防提供理论基础。

## 2 覆岩空间结构形成条件

对于多工作面回采,两相邻采空区覆岩能否形成相互作用的空间结构,主要取决于两者之间的煤

柱宽度。大煤柱能够有效地隔离采空区覆岩裂隙的联系,一般情况下,工作面之间 20 m 以上的煤柱即可将两工作面间覆岩运动隔离开来。因此,当工作面煤柱小于一定值时,工作面之间覆岩将会形成协同运动,形成相互作用的空间结构。

### 2.1 顶板断裂线因素

由矿压理论可知,老顶岩层的断裂发生在煤壁中,如果煤柱宽度过小,两相邻采空区顶板覆岩断裂线将会重合在一起,覆岩直接联系。利用弹性基础梁模型,可以解出老顶断裂线距离煤壁的位置<sup>[10]</sup>:

$$L_d = \frac{\tan^{-1} \left[ \frac{\beta(2\alpha M_0 s + r Q_0)}{r^2 M_0 + \alpha r Q_0} \right]}{\beta} \quad (1a)$$

其中,

$$\left. \begin{aligned} \beta &= \left[ \frac{\sqrt{k/(EI)} + \frac{N}{4EI}}{2} \right]^{1/2} \\ \alpha &= \left[ \frac{\sqrt{k/(EI)} - \frac{N}{4EI}}{2} \right]^{1/2} \\ s &= N/(EI) \\ r &= \sqrt{k/(EI)} \end{aligned} \right\} \quad (1b)$$

式中:  $k$  为 Winkler 地基系数,与上下夹支的软岩层的厚度及力学性质有关;  $EI$  为老顶岩梁的抗弯刚度;  $M_0$ ,  $Q_0$ ,  $N$  分别为工作面煤壁位置( $x=0$ )所对应的截面弯矩、剪力和轴力。

老顶断裂线位置主要受下层垫层,即直接顶煤壁的性质以及自身力学性质影响,根据现场测试一般为 2~10 m,因此考虑老顶断裂线因素,煤柱最小宽度判据为:  $L_{\min} \geq 2L_d$ 。

### 2.2 煤柱破坏因素

当煤柱的宽度可以阻止覆岩断裂线重合时,由于采空区侧向支承压力的作用,煤柱上方将会形成应力集中,在高支承压力作用下,煤柱会发生变形破坏,甚至发生煤柱型冲击矿压。煤柱破坏后,将失去支撑作用,引起上方覆岩结构的连锁运动,断裂后的平衡结构可能失稳运动,没有发生断裂的覆岩由于下方离层区域的扩大,将会经历初步断裂与周期断裂,从而引发新的矿压显现。目前常用的煤柱稳定性设计方法有极限平衡理论以及经验公式法<sup>[13]</sup>。在高应力区域,不但要考虑煤柱的塑性破坏,还要满足核区率稳定要求。因此,可得

$$L_{\min} \quad 2R + \rho \quad (2)$$

式中： $R$  为煤柱屈服区宽度， $\rho$  为煤柱弹性区宽度。

根据极限平衡理论可得近水平煤层屈服区宽度  $R$  为

$$R = \frac{mA}{2 \tan \varphi_0} \ln \left( \frac{\lambda \gamma H + \frac{c_0}{\tan \varphi_0}}{\frac{c_0}{\tan \varphi_0} + \frac{P_x}{A}} \right) \quad (3)$$

式中： $m$  为煤柱高度； $A$  为侧压系数； $\varphi_0$ ， $c_0$  分别为煤体与顶底板岩层交界面的内摩擦角与黏聚力； $\lambda$  为应力集中系数； $\gamma$  为岩层的平均容重； $H$  为煤柱埋深； $P_x$  为支架对巷帮的支护阻力。根据稳定性理论，核区率宽度应满足：

$$\rho = \frac{W - 2R}{W} = \left\{ 0.65_{\text{软煤}}, 0.85_{\text{中硬煤}}, 0.9_{\text{硬煤}} \right\} \quad (4)$$

式中： $W$  为煤柱宽度。因此，综合顶板断裂线与煤柱稳定所需宽度条件，形成覆岩空间结构的煤柱宽度为

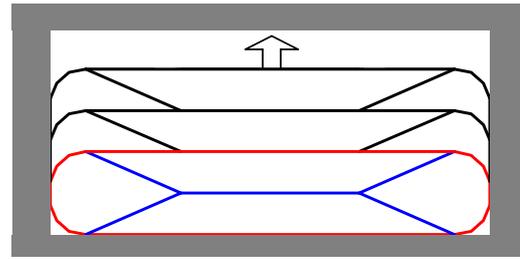
$$L_{\min} \quad \max \{ 2L_d, 2R + \rho \} \quad (5)$$

### 3 覆岩空间结构分类

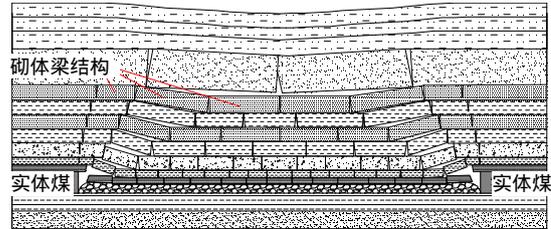
#### 3.1 单一工作面 OX 结构

单一工作面 OX 结构四周边界为实体煤或足以隔断采空区联系的大煤柱。单一工作面开采后覆岩 OX 结构的本质是钱鸣高等<sup>[9]</sup>提出的顶板 O-X 破断后形成的覆岩结构形态，平面上呈现 OX 状，走向与倾向剖面断裂后岩体呈“砌体梁”结构平衡状态。如图 1 所示，OX 结构形态与范围由本工作面长度、煤层厚度、关键层层位与物理力学性质决定。根据关键层的破断与否，OX 型空间结构可分为 2 种结构：(1) 主关键层破断后，全空间 OX 结构；(2) 主(亚)关键层尚未破断时，半空间 OX 结构。OX 型空间结构因为四周为实体煤，开采过程中矿压显现主要受覆岩各关键层“砌体梁”结构形成与失稳过程造成的应力场变化与冲击动载的影响。存在多层亚关键层时，在满足一定条件下会出现关键层的复合破断<sup>[8]</sup>，工作面的矿压显现更为强烈。

覆岩 O-X 破断形成的 OX 型结构是覆岩空间结构演化的基本形式，同时也是其他空间结构形式的边界条件与演化过程的重要组成部分。



(a) 单一工作面覆岩 O-X 破断形成 OX 结构平面图



(b) OX 结构沿走向剖面的“砌体梁”结构

图 1 OX 覆岩空间结构示意图

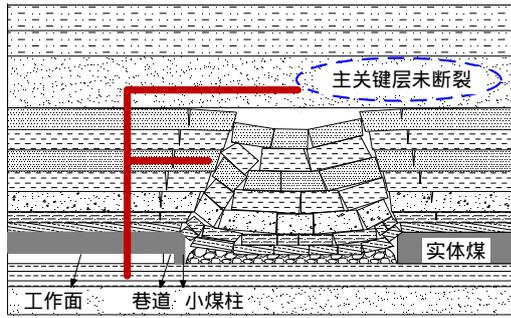
Fig.1 Sketches of the OX overlying strata spatial structure

#### 3.2 相邻工作面 F 结构

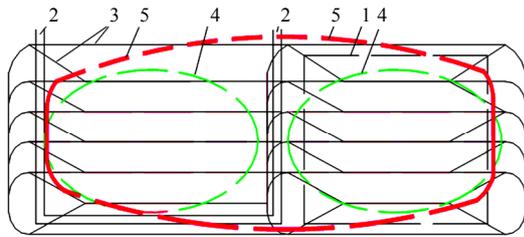
一侧相邻采空区，并且两工作面煤柱宽度小于隔离采空区所需最小宽度，而另一侧为实体煤或者大煤柱的工作面，如图 2 所示，由于其覆岩边界条件一侧为实体，一侧为相邻工作面 OX 型结构的弧三角板，似字母 F，因此，命名为 F 型覆岩空间结构。F 结构的主要特点是小煤柱侧采空区覆岩会对工作面开采造成显著影响，即下一工作面覆岩会与采空区覆岩结构的一部分协同运动，而本工作面上部覆岩随开采的进行也将经历 OX 结构演化特征，即 F 结构包括了 F 臂在采动影响下的结构失稳运动以及 OX 结构演化。同样，根据关键层的性质与破断特征，F 结构可以分为两大类：长臂与短臂 F 结构，当存在多层亚关键层时，每类下又分别可细分为单层与多层 F 结构。处于 F 覆岩结构下的工作面，开采时矿压显现、覆岩运动与应力场演化比 OX 结构复杂，体现在采空区震动频繁，造成采空区一侧沿空巷剧烈变形破坏。

#### 3.3 孤岛工作面 T 结构

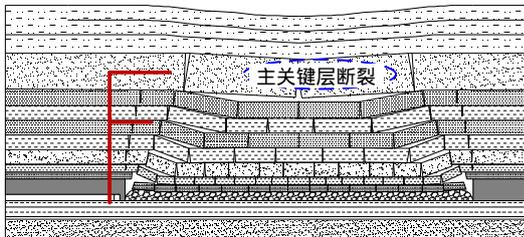
孤岛工作面是指相邻两侧及以上为采空区，并且煤柱宽度小于隔离采空区所需最小宽度。孤岛工作面应力集中程度高、覆岩运动剧烈，矿压显现强于非孤岛工作面，极易出现冲击矿压动力灾害<sup>[14]</sup>。由于孤岛工作面四周覆岩均已发生断裂，工作面开采后四周覆岩与工作面顶板岩层将协同运动、相互



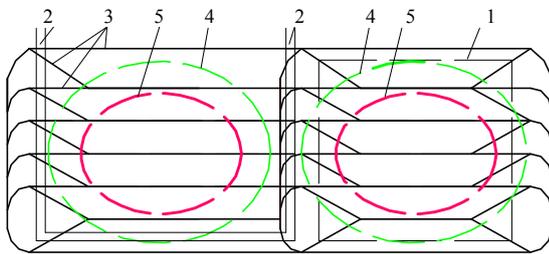
(a) 长臂 F 覆岩结构剖面示意图



(b) 长臂 F 覆岩结构平面示意图



(c) 短臂 F 覆岩结构剖面示意图



(d) 短臂 F 覆岩结构平面示意图

1—上区段采空区；2—下区段工作面平巷；3—低位亚关键层断裂线；  
4—高位亚关键层断裂线；5—主关键层断裂线

图 2 F 覆岩空间结构示意图与分类

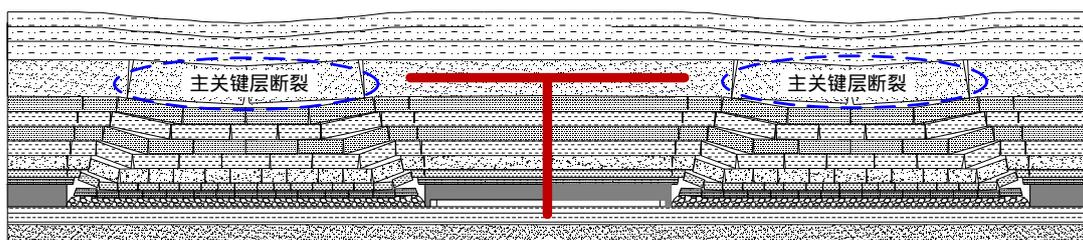
Fig.2 Sketches and classification of the F overlying strata spatial structure

影响,导致孤岛工作面支承压压力场峰值高、扰动远、变化快。孤岛工作面两侧覆岩边界条件均呈 F 型结构,整体似字母 T,称之为 T 型覆岩空间结构。T 结构可以分为三大类:两侧关键层均为断裂的对称短臂 T 结构;两侧主关键层断裂的对称长臂 T 结构;一侧关键层未断裂,一侧主关键层断裂的非对称 T 结构。当存在多层亚关键层时,每类又分别可细分为单层与多层 T 结构,如图 3 所示。不同的结构对应着不同的矿压显现规律。对称短臂 T 结构整个工作面范围矿压显现与短臂 F 结构采空侧的矿压显现类似。对称长臂 T 结构由于两侧关键层尚未断裂,工作面两侧支承压压力要高于对称短臂 T 结构,两巷维护难度加大,煤体震动增多,并且当工作面推进一段距离后,由于关键层跨度的增大,会出现关键层断裂来压现象,从而引起高能量级别矿震。虽然破裂源主要集中在两侧采空区与本工作面中部,但是高能量震动波传播至工作面后,仍极有可能造成工作面冲击矿压事故。对于第三类非对称 T 结构,开采前其支承压压力场分布短臂一侧与对称短臂 T 结构类似,而长臂一侧则与对称长臂 T 结构类似,工作面推进初期,矿压显现规律也与前两类结构类似。但是,尚未断裂的关键层开始断裂运动时,则矿压显现要比前两类剧烈很多,主要原因在于:此时关键层的一侧断裂线位于工作面巷道上方,中间的断裂线也靠近另一条巷道上方,因此,关键层断裂诱发的高能级震动对巷道的破坏作用要高得多。

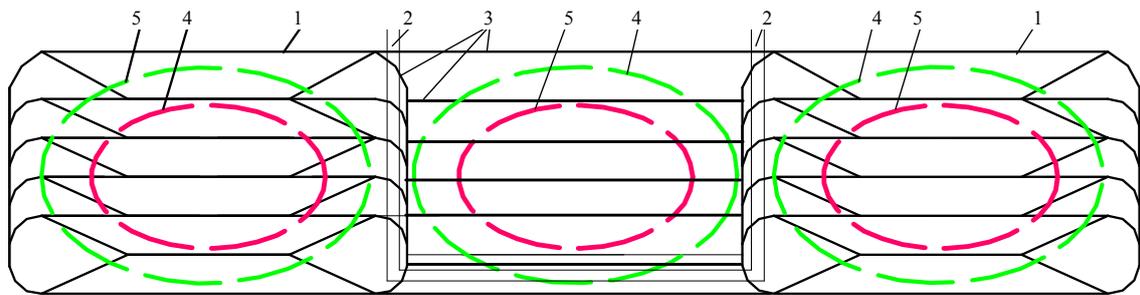
## 4 覆岩空间结构的现场微震验证

### 4.1 OX 结构微震监测

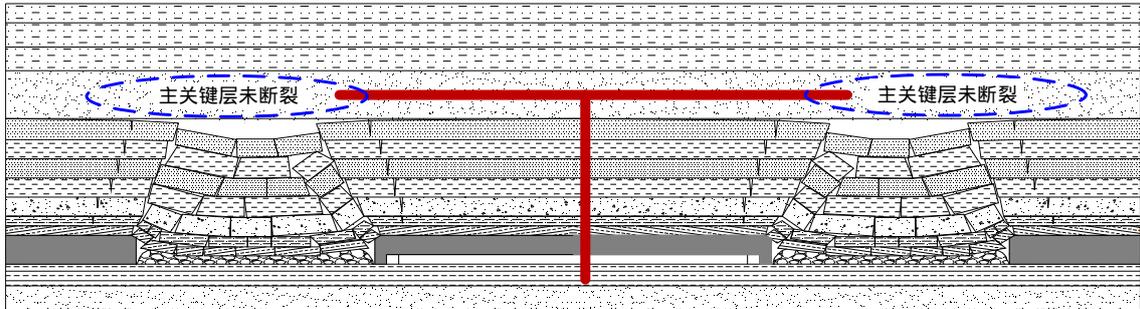
兖州煤业赵楼煤矿目前正在回采的 1304 工作面为一采区第二个工作面,四周均为实体煤,埋深平均为 1 000 m,倾角平均 4°,煤层厚度为 1.5~8.1 m,



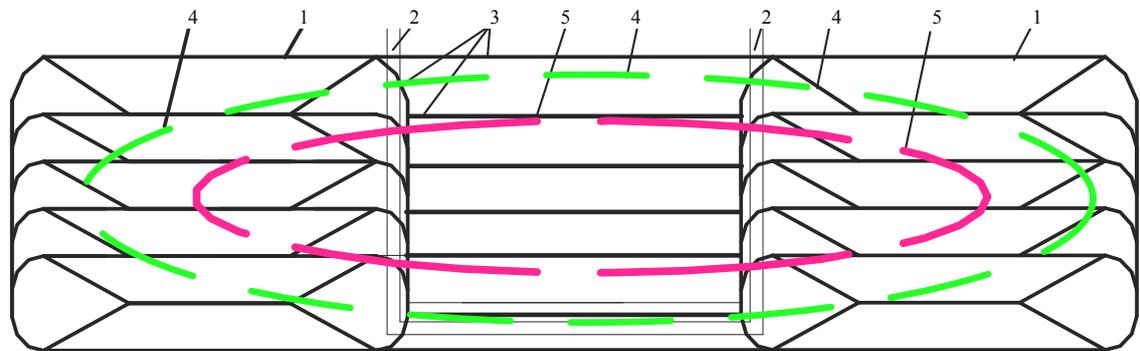
(a) 对称短臂 T 覆岩结构剖面示意图



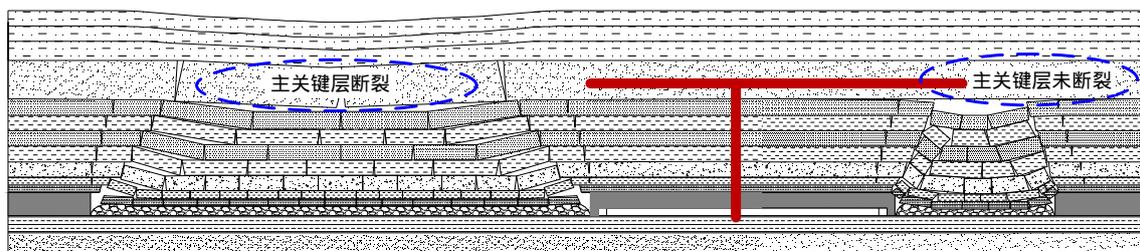
(b) 对称短臂 T 覆岩结构平面示意图



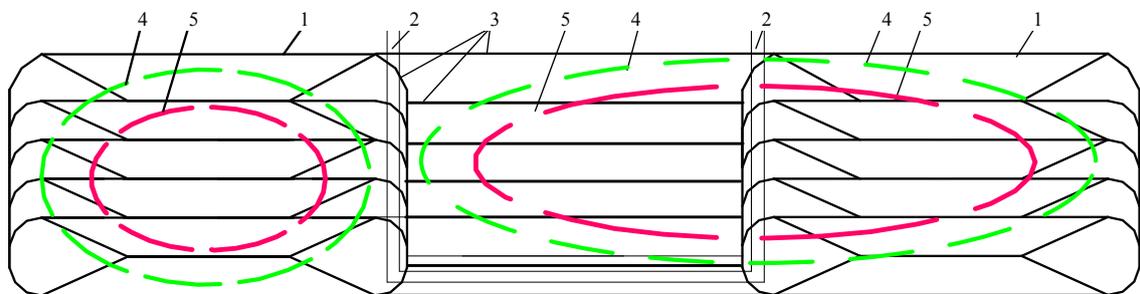
(c) 对称长臂 T 覆岩结构剖面示意图



(d) 对称长臂 T 覆岩结构平面示意图



(e) 非对称 T 覆岩结构剖面示意图



(f) 非对称 T 覆岩结构平面示意图

1—上区段采空区；2—下区段工作面平巷；3—低位亚关键层断裂线；  
4—高位亚关键层断裂线；5—主关键层断裂线

图 3 T 覆岩空间结构示意图与分类

Fig.3 Sketches and classification of the T overlying strata spatial structure

平均 4.81 m。选取正常运行阶段，即工作面推进至 280 m 以后的震动数据，微震定位分布如图 4 所示。单一工作面 OX 覆岩空间结构，震动主要集中在工作面两巷以内，工作面前方支承压力范围内。运输顺槽外侧震动集中在距离巷道 10 m 以内，而回风顺槽外侧则主要集中在距巷道 20 m 以内。由图 4(b) 可以看出，震源包络线角度较小，运输顺槽侧为 30°，回风顺槽为 40°。顶板上方 20 m 以内震源分布密集，20 m 以上震源呈“马鞍状”分布，50 m 以上逐渐呈拱形分布，最大破裂高度为 150 m，说明 1304 工作面属于半空间 OX 结构，上覆仍有未断裂关键层。

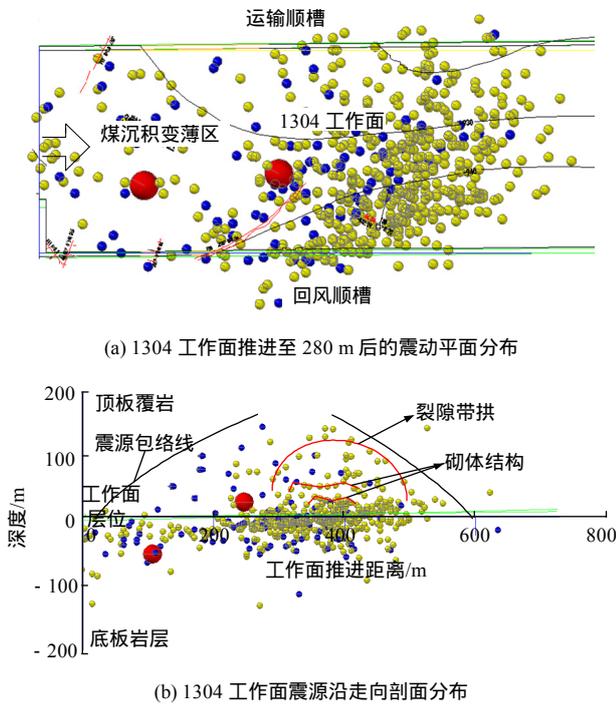


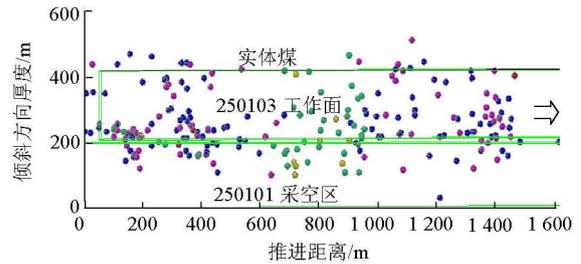
图 4 1304 工作面微震定位分布

Fig.4 Distribution of the microseismic location in LW1304

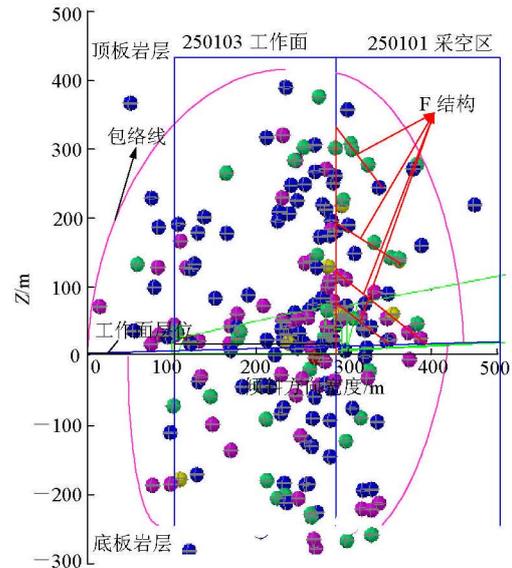
#### 4.2 F 结构微震监测

甘肃华亭煤矿目前正在开采 250103 工作面，是 2501 采区的第三个工作面，面长 200 m，倾角 5° 左右，西侧与已采的 250101 综放工作面相邻，之间留有 5 m 小煤柱，东部为实体煤。开采深度 700 m 左右。250102 工作面(与 250101 工作面相邻，留有 20 m 煤柱)回采期间矿震频繁，震源定位显示，震动主要集中在 250102 工作面与 20 m 煤柱中，250101 采空区中矿震则很少，说明 20 m 煤柱有效的隔开了 250101 与 250102 工作面采空区之间的联系。但是 250103 工作面开采后，250101 采空区中震动相当频繁，并且诱发了多起冲击事故，给巷道维护与正常

生产带来了巨大困难。如图 5(a)所示为 250103 工作面采空区侧顶板岩层中震源分布平面图。震动分布位置均靠近小煤柱侧，250103 工作面回风顺槽侧断裂线距煤壁平均为 20 m，而 250101 采空区中断裂线距煤壁则约为 30 m。采空区中震动则为受开采扰动后，垮落不充分岩层的再次失稳所致。初采期间，采空区中高能量震动很少，表明采空区中岩层结构的失稳过程滞后于开采工作面岩层断裂垮落。随着工作面的推进，250101 采空区中震动频次与能量显著上升，在距离 250103 工作面切眼 120~150 m 范围内，震动密集，并向采空区中部延伸，根据 2501 采区矿压观测结果，工作面推进至 150 m 时，进入初次来压阶段，矿压显现剧烈，与图 5 中的震动密集区域相吻合，表明受采动影响下，原本断裂形成的平衡结构在此处失稳，诱发震动。由图 5 可以看出，250103 工作面开采后，由于覆岩与 250101 采空区相互贯通影响，最大破裂高度到了工作面上方 350 m，裂隙带高度大大增加，并且在 0~100 与 200~300 m 两带内集中，说明在此范围内存在 2 个



(a) 250103 工作面震源分布平面图



(b) 250103 工作面震源沿倾向剖面分布图

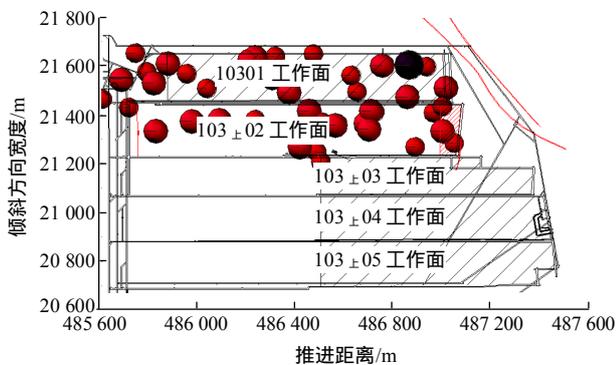
图 5 250103 工作面微震定位分布

Fig.5 Distribution of the microseismic location in LW250103

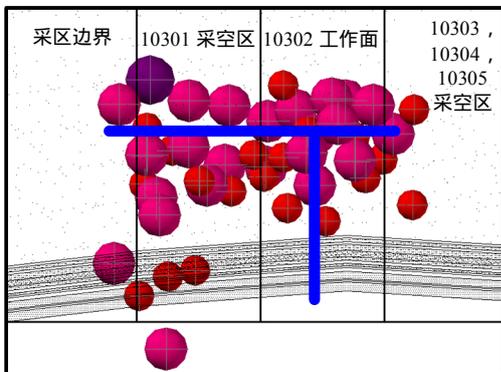
关键结构。整个断裂震源包络线向 250101 采空区倾斜，采空区中震源包络线角度明显大于实体煤一侧。由图 5(b)可以看出，华亭 250103 工作面属于短臂 F 空间结构，结构的臂长约为 100 m。

#### 4.3 T 结构微震监测

鲍店煤矿 103<sub>上</sub>02 工作面是十采区 3<sub>上</sub>层煤第二个区段，南北侧分别与 103<sub>上</sub>03，10301 工作面相邻。最大采深约 500 m，采区上覆岩层存在若干较厚的坚硬岩层，最上层为 200 m 厚左右的细粉砂岩，为十采区主关键层，十采区内大震动的发生与此关键层的断裂运动密切相关。103<sub>上</sub>02 工作面回采前，103<sub>上</sub>01，103<sub>上</sub>03，103<sub>上</sub>04，103<sub>上</sub>05 工作面已经回采完毕。分析可知，103<sub>上</sub>02 左面南侧的 3 个采空区由于开挖面积大，上覆关键层已经处于断裂状态，而北部只有 10301 一个工作面，主关键层依然保持稳定的平衡状态。因此，103<sub>上</sub>02 工作面处于非对称 T 空间结构，工作面北侧主要受 F 结构重复采动失稳影响，南侧则受主关键层断裂运动影响明显。图 6 为 103<sub>上</sub>02 工作面开采期间大震动分布图，由图可知，强矿震几乎都发生在 10301 和 103<sub>上</sub>02 工作面上覆的厚层高位“主关键层”中，而在相邻大范围回采的 103<sub>上</sub>03，103<sub>上</sub>04 和 103<sub>上</sub>05 工作面没有强矿震发生，并且当 103<sub>上</sub>02 工作面推进距达到 100~150 m 时，大震动发生密度增加，这与主关键



(a) 103<sub>上</sub>02 工作面大震动分布平面图



(b) 103<sub>上</sub>02 工作面大震动沿倾向剖面分布图

图 6 103<sub>上</sub>02 工作面大震动分布图

Fig.6 Distribution of the strong micro-seismic sources in LW103<sub>upper</sub>02

层的来压步距是相符的。

## 5 覆岩 OX-F-T 空间失稳动力灾害防治对策

由以上分析可知，工作面覆岩处于不同空间结构状态时，覆岩的断裂运动方式与强度是不同的，而由此诱发的矿压显现也是不同的。覆岩的断裂与失稳复杂程度是按照 OX F T 逐渐增加的，决定了矿压显现烈度与防治难度也是如此递增的。因此，必须根据不同覆岩结构，选取具有针对性的监测与治理方法，才能做到有的放矢，提高防治效率。

### 5.1 OX 覆岩结构型冲击治理对策

由分析可知，OX 覆岩结构受本工作面顶板断裂的影响，工作面矿压显现主要集中在超前支承压力范围内，主要影响因素为老顶来压与煤体性质。因此，OX 覆岩结构工作面的防冲方法主要针对煤体与顶板进行弱化处理，包括煤体注水、钻孔卸压、深孔爆破与顶板强制放顶与深孔爆破技术，处理范围为工作面两巷前方支承压力影响区。

### 5.2 F 覆岩结构型冲击治理对策

F 覆岩结构工作面受相邻采空区影响较大，表现为采动开始后，F 臂结构重新失稳，诱发震动，对沿空侧巷道造成破坏。由于沿空巷道煤柱已经处于塑性或破碎状态，对煤体进行卸压，不能有效地控制巷道破坏。必须针对 F 臂的特点进行防治，提出 3 种方法：(1) 主动切断 F 臂，可以采取定向水力致裂与顶板断顶爆破技术；(2) 加强抗冲能力的被动法，主要采取加强巷道支护，锚网索+O 型棚联合支护，超前支承压力区采用液压支架与密封门式支架；(3) 避让法，对于厚煤层，可将沿空巷道布置“空下巷道”，即两工作面相邻巷道采取错层位布置方式，将下一工作面临空巷道布置在采空区下方，这样就有效避免 F 结构失稳震动的影响，同时采空区下巷道的维护状态大大改善。上述 3 种方法中，在有条件的情况下，当优先选用避让法。巷道布置已经形成，则优先选用切断 F 臂方法，如果震动冲击灾害严重，则需要多种解危方法合理组合。F 结构工作面实体煤一侧，若也存在冲击危险，则按照 OX 结构工作面治理方法即可。

### 5.3 T 覆岩结构型冲击治理对策

对于第一类短臂对称 T 结构，工作面两侧均可按照 F 覆岩结构临空侧治理方法。对于后 2 种长臂 T 结构，尤其是巨厚主关键层的参与，协同运动与覆岩范围急剧增加，严重影响工作面与地表建筑的

安全。此时可以采取充填法控制大范围覆岩运动，包括关键层离层注浆与采空区直接充填 2 种方式。

## 6 结 论

(1) 根据现场观测与理论分析，提出了覆岩空间失稳型震动冲击。并根据工作面周围边界的不同，将工作面开采过程中覆岩所形成的空间结构分为 3 种基本类型，即单一工作面 OX 结构、两工作面 F 结构、孤岛工作面 T 结构。

(2) 考虑了老顶断裂线与煤柱塑性破坏的影响，分析了工作面覆岩空间结构的形成与继续演化的条件，给出了最小煤柱宽度判据。

(3) 系统分析了 OX, F, T 三种结构的特征，覆岩断裂运动形态，并根据关键层是否断裂，进一步将 3 种结构进行了系统分类。

(4) 利用现场微震监测系统，选取具有代表性的单一工作面、双工作面、孤岛工作面，分析了各工作面开采过程中的震动分布规律，证实了 OX-F-T 空间结构特征。

(5) 在 OX-F-T 结构特征的基础上，分析了不同结构下，冲击震动危险所在区域，针对 3 种结构，分别提出了相应的防治方法。

## 参考文献(References) :

[1] 王家臣, 富强. 低位综放开采顶煤放出的散体介质流理论与应用[J]. 煤炭学报, 2002, 27(4): 337-341.(WANG Jiachen, FU Qiang. The loose medium flow field theory and its application to the longwall top-coal caving[J]. Journal of China Coal Society, 2002, 27(4): 337-341.(in Chinese))

[2] 闫少宏, 尹希文. 大采高综放开采几个理论问题的研究[J]. 煤炭学报, 2008, 33(5): 481-484.(YAN Shaohong, YIN Xiwen. Discussing about the main theoretical problems of longwall with top coal caving[J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(5): 481-484.(in Chinese))

[3] 柏建彪. 综放沿空掘巷围岩稳定性原理及控制技术研究[博士学位论文][D]. 徐州: 中国矿业大学, 2005.(BAI Jianbiao. Study on stability and control of roadway driven along next goaf for fully-mechanized top-coal caving face[Ph. D. Thesis][D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2005.(in Chinese))

[4] 蒋金泉, 张开智. 综放开采矿震的成因及防治对策[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(增 1): 3 277-3 282.(JIANG Jinquan, ZHANG Kaizhi. Cause and control method of mine earthquake in fully mechanized top coal caving mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(Supp.1): 3 277-3 282.(in

Chinese))

[5] 姜福兴, XUN L, 杨淑华. 采场覆岩空间破裂与采动应力场的微震探测研究[J]. 岩土工程学报, 2003, 25(1): 23-25.(JIANG Fuxing, XUN L, YANG Shuhua. Study on microseismic monitoring for spatial structure of overlying strata and mining pressure field in longwall face[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2003, 25(1): 23-25.(in Chinese))

[6] 贺 虎, 窦林名, 巩思园, 等. 覆岩关键层运动诱发冲击的规律研究[J]. 岩土工程学报, 2010, 32(8): 1 261-1 265.(HE Hu, DOU Linming, GONG Siyuan, et al. Rock burst rules induced by cracking of overlying key stratum[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2010, 32(8): 1 261-1 265.(in Chinese))

[7] DOU L M, LU C P, MU Z L, et al. Prevention and forecasting of rock burst hazards in coal mines[J]. Mining Science and Technology, 2009, 19(5): 585-591.

[8] 窦林名, 赵从国, 杨思光, 等. 煤矿开采冲击矿压灾害防治[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006: 7-10.(DOU Linming, ZHAO Congguo, YANG Siguang, et al. Prevention and control of rock burst in coal mine[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2006: 7-10.(in Chinese))

[9] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林, 等. 岩层控制的关键层理论[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2000: 85-88.(QIAN Minggao, MIAO Xiexing, XU Jialin, et al. Key strata theory in ground control[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2000: 85-88.(in Chinese))

[10] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003: 91-96.(QIAN Minggao, SHI Pingwu. Ground pressure and strata control[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2003: 91-96.(in Chinese))

[11] 史 红, 姜福兴. 采场上覆大厚度坚硬岩层破断规律的力学分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(18): 3 066-3 069.(SHI Hong, JIANG Fuxing. Mechanical analysis of rupture regularity of hard and massive overlying strata of longwall face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(18): 3 066-3 069.(in Chinese))

[12] 姜福兴, 张兴民, 杨淑华, 等. 长壁采场覆岩空间结构探讨[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(3): 979-984.(JIANG Fuxing, ZHANG Xingmin, YANG Shuhua, et al. Discussion on overlying strata spatial structures of longwall in coal mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(3): 979-984.(in Chinese))

[13] 谢和平, 段法兵, 周宏伟, 等. 条带煤柱稳定性理论与分析方法研究进展[J]. 中国矿业, 1998, 7(5): 37-41.(XIE Heping, DUAN Fabing, ZHOU Hongwei, et al. Recent developments of theory and analysis methods of strip pillar stability[J]. China Mining Magazine, 1998, 7(5): 37-41.(in Chinese))

[14] 窦林名, 何 焯, 张卫东. 孤岛工作面冲击矿压危险及其控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(11): 1 866-1 869.(DOU Linming, HE Ye, ZHANG Weidong. Hazards of rock burst in island coal face and its control[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(11): 1 866-1 869.(in Chinese))

# 11 采空区突水动力灾害的微震监测案例研究

窦林名, 何江, 巩思园, 宋云飞, 刘辉

(中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室 矿业工程学院, 江苏 徐州 221008)

**摘要:** 为提高采空区突水监测及控制效果, 理论分析了采空区突水的微震现象, 提出了微震能量释放率、能量密度的概念和计算方法, 对微震活动性进行了时间、空间上的参数表达; 提出了采空区突水分区分时微震监测法, 指出对不同时期、不同危险区域采取针对性监测分析方法和危险控制手段以避免采空区突水事故的发生. 采空区突水微震监测案例分析表明: 采空区突水灾害有微震活动前兆信息, 微震活动性与突水危险存在内在联系; 突水发生前微震能量、频次、能量释放率均有增强的趋势, 采用能量释放率可实时分析判定突水危险区微震活动强度的发展变化, 采用能量密度可对突水危险区各区域微震活动强弱进行量化分析比较.

**关键词:** 突水; 微震监测; 前兆信息; 微震活动性; 分区分时监测法

**中图分类号:** TD 324 **文献标识码:** A **文章编号:** 1000-1964(2012)01-0020-06

## A case study of micro-seismic monitoring: goaf water-inrush dynamic hazards

DOU Lin-ming, HE Jiang, GONG Si-yuan, SONG Yun-fei, LIU Hui

(State Key Laboratory of Coal Resources and Mine Safety, School of Mines,  
China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221008, China)

**Abstract:** Mining safety can be improved by more effective monitoring for water inrush in the goaf. To this end, the relative effect of monitoring micro-seismic events has been analyzed. A theory of energy emission rate and energy spatial density is proposed to compensate for a deficiency of micro-seismic activities in both time and space. A monitoring method using partitioning and time sharing is proposed, which indicates reasonable monitoring and prevention measures are needed to cope with water inrush hazards and these should be based upon different periods of time and different zones in the goaf. A case study showed that warning of a pending water inrush event exists in the micro-seismic data. The total energy, the number of events, and the energy emission rate all increase before the water inrush event. The energy emission rate of micro-seismic events can be used to analyze the micro-seismic activity in time and the energy spatial density in space.

**Key words:** water inrush; microseismic monitoring; forewarning message; microseismic activity; partition and time-sharing monitoring method

采矿活动导致的矿井突水动力灾害近年来频繁发生<sup>[1-3]</sup>. 随着开采深度增加, 全国 600 余处国有

收稿日期: 2010-11-17

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2010CB226805); 国家自然科学基金项目(51174285); 煤炭资源与安全开采国家重点实验室自主研究课题(SKLCRSM10X05); 江苏省普通高校研究生科研创新计划项目(CXZZ11-0307); 江苏高校优势学科建设工程项目

作者简介: 窦林名(1963-), 男, 青海省平安县人, 教授, 博士生导师, 工学博士, 从事矿山压力、冲击矿压、采矿地球物理等方面的研究.

E-mail: lmdou@126.com Tel: 0516-83995904

重点煤矿中受水害威胁的矿井达 285 处, 占 47.5%, 受水害威胁的储量达 250 亿 t. 据不完全统计, 自 2000 年以来发生重特大突水事故 473 起, 死亡失踪人数达 2 635 人<sup>[4]</sup>. 矿井突水已成为威胁矿井生产的主要动力灾害之一.

突水灾害研究目前主要集中在建立突水模型、采空区顶底板力学模型或数值分析模型<sup>[5-12]</sup> 分析突水原因及力学机理. 这些研究在矿井突水机理及防治方面取得了一定成果.

采空区突水是突发的动力灾害, 是矿井突水的主要类型. 矿井实际开采环境多为不规则、复杂的空间结构, 很难建立准确的力学模型进行采空区突水计算, 因此, 采空区突水的有效监测显得尤为重要. 目前矿井突水监测主要根据突水区的应力、应变、渗透压力、电磁特性异常预测预报矿井突水<sup>[12]</sup>. 以上监测为点监测或局部监测, 监测范围有限, 工作量大. 观测和研究表明, 矿井突水发生前, 岩体会发生破裂或运动等微震 (MS) 现象. 目前, 微震监测用于矿井突水研究还很少, 文献<sup>[13]</sup> 采用自主研发的微震系统进行了矿井突水微震监测的尝试, 论证了微震监测矿井突水的可行性.

本文介绍了采空区微震监测机理, 采用 SOS 微震监测系统, 对某煤矿 2010 年 1 月 17 日突水事故的微震特征进行了监测, 基于该案例的监测分析研究, 得出了采空区突水动力灾害微震效应的能量释放特征、时序和空间演化特征, 可为相似条件下采空区突水的微震监测提供借鉴.

## 1 采空区突水动力灾害的微震监测法

### 1.1 突水的动力过程

采空区突水可分为顶板型突水和底板型突水两类. 顶板型突水包括顶板运动挤压采空区积水产生突水、顶板运动或构造活化沟通上位含水层或采空区积水产生突水; 底板型突水包括底板卸压破断或构造活化沟通底板下位含水层突水.

无论顶底板破断或运动还是构造活化导致的采空区突水, 突水通道的形成过程都存在应力和能量释放而产生的微震活动, 并且突水事件发生前存在微震活动的发展变化过程. 这个过程的微震活动特征可作为采空区突水灾害的前兆信息. 通过案例研究采空区突水微震前兆信息特征, 可为采空区突水微震监测提供前兆信息基础.

### 1.2 微震监测原理

微震监测是利用优化的微震监测网络<sup>[14]</sup> 对监测区域内煤岩体产生的微震活动进行监测, 采用岩

层移动、数理统计、模糊数学、分形数学等理论方法分析岩体微震活动规律, 及时预测预报诸如突水<sup>[13]</sup>、冲击矿压<sup>[15-18]</sup>、煤与瓦斯突出等动力灾害.

微震监测原理是在待监测矿井或采区不同位置布置若干微震拾振器 (探头), 通过微震拾振器拾取微震活动经煤岩体传播的震动波波形, 根据拾振器接收到的震动波到时  $t_i$ , 在特定波速模型下, 列出震动波走时残差  $\Delta t_i$

$$\Delta t_i = \frac{\sqrt{(x_i - x_0)^2 + (y_i - y_0)^2 + (z_i - z_0)^2}}{v} - (t_i - t_0), \quad (1)$$

式中:  $(x_i, y_i, z_i)$  为微震台网第  $i$  个拾振器三维坐标;  $(x_0, y_0, z_0, t_0)$  为震动发生的三维坐标和时间;  $v$  为震动波在岩体中的传播速度.

根据  $\Delta t_i$  写出目标函数

$$F(x_0, y_0, z_0, t_0) = \sum_{i=1}^n \omega_i |\Delta t_i|^p, \quad (2)$$

式中:  $\omega_i$  为拾振器的距离权重;  $p$  为标准参数, 取 1 或 2.

采用寻优算法求解目标函数取得最小值时的  $(x_0, y_0, z_0, t_0)$ , 即可获得震源的位置, 通过震动图积分计算, 根据震动波在岩体中的能量衰减规律反算震源震动能量  $E$ .

### 1.3 微震活动性

微震活动性是煤岩体微震活动强弱的参量表达, 可分为时间活动性和空间活动性. 时间活动性参量有: 能量 (单位时间微震活动释放的能量)、频次、参数  $b$  值、微震时序 ( $E-t$ ) 等; 空间活动性参量主要有微震平面分布、空间分布、集中度  $C$  等. 能量、频次对研究区域微震活动具有普遍适用性, 但信息精度受统计时间单位限制, 不能反映微震活动性的实时信息;  $b$  值对大样本微震数据, 在统计意义上能反应微震活动强弱, 对区域小样本微震活动计算稳定性差, 不能很好反应微震活动强弱; 微震平面、空间分布以及集中度  $C$  能够大致反应微震活动区域, 不能对区域内微震活动进行量化.

为弥补微震活动性实时、空间定量表达的不足, 实现实时定量分析矿井微震的时间、空间活动性, 及时发现突水危险, 可采用能量释放率  $\xi$ 、能量密度  $\epsilon$  分别表示微震能量释放强度的时间变化趋势和空间量化分布特征.

设微震事件时间序列为  $\{T_1, T_2, \dots, T_n\}$ , 对应能量序列为  $\{E_1, E_2, \dots, E_n\}$ , 则  $T_i$  时刻能量释放率可表示为

$$\xi = \frac{E_i}{T_i - T_{i-1}}. \quad (3)$$

设监测空间为  $\Omega$ , 空间维数  $D$  将空间  $\Omega$  划分为边长为  $a$  的若干统计区域, 统计区域数为

$$N = \frac{\Omega}{a^D}. \quad (4)$$

若有  $m$  个微震事件落入第  $i$  个统计区, 则第  $i$  区域中心能量密度  $\epsilon_i$  为

$$\epsilon_i = \frac{\sum_{j=1}^m E_j}{a^D}, \quad (5)$$

根据式(5)求出空间  $\Omega$  各统计区域中心能量密度, 采用插值法即可获得监测区域能量密度分布.

## 2 矿井突水微震监测案例

### 2.1 矿井概况

该煤矿 17# 煤层 2010 年 1 月 17 日突水区被 F8 断层分割为南北两区域. 北区为水力采煤集中开采区域, 该区从 1997 年至 2005 年开采主要留下 A~G 共 7 个水采采空区(图 1), 采空区面积 24.5 万  $m^2$ .

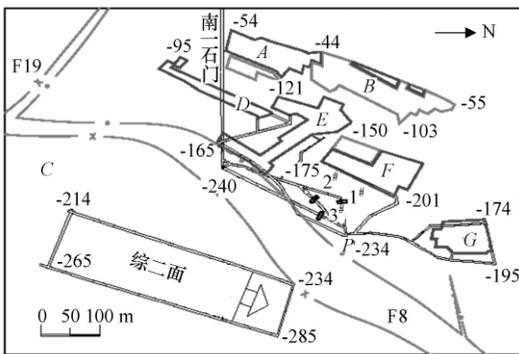


图 1 突水区域采掘工程平面图

Fig. 1 Plane diagram of water inrush zone

2005 年开采结束后该区巷道进行了永久封闭. 突水区域预测水体体积为 122.5 万  $m^3$ . 各采空区排水巷汇集于 P 点, 后可经过 1#, 2# 或 3# 密闭放水孔流入南一石门. 密闭区域涌水量日常观测值

始终在 40  $m^3/h$  左右, 处于正常范围. 突水发生时, 南区布置的综二放顶煤工作面正在回采. 工作面走向长 506 m, 倾斜宽 120 m, 采放高度 10.4 m, 工作面涌水量正常, 处于 30  $m^3/h$  左右. 为增加工作面推进长度, 工作面上下两巷正向北延伸, 该区域采掘扰动较大.

为监测矿井突水等动力灾害, 2009 年 2 月该矿安装了波兰矿山研究总院研制生产的新一代 SOS 微震监测系统, 该系统可实现远距离(最大 13 km)、实时、动态监测. SOS 微震监测系统组成如图 2 所示.

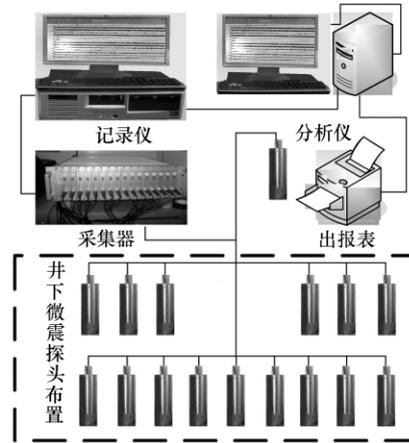


图 2 SOS 微震监测系统

Fig. 2 SOS microseismic monitoring system

2010 年 1 月 17 日 1 点 20 分, F8 断层上盘采空区积水冲破 3# 密闭, 经南一石门溃入大巷及井底车场, 导致巷道及井底设备淹没损毁以及 2 人死亡. 突出水量约 5.3 万  $m^3$ , 水流带出煤量约 1 万 t. SOS 微震监测系统监测记录了此次突水全过程的震动信息.

### 2.2 微震活动性分析

图 3 为以 F8 断层为界, 南区和北区分别统计的微震能量和频次曲线.

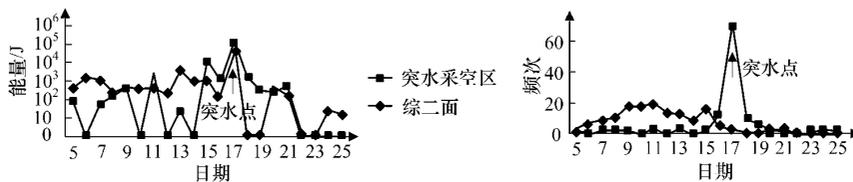


图 3 微震能量、频次曲线(2010 年 1 月)

Fig. 3 Curves of energy and events per day

分析图 3 可知, 1 月 17 日突水前综二面微震能量处于较高水平, 一般为 1.0 kJ/d, 1 月 13 日能量开始呈上升趋势, 1 月 16 日能量略微下降; 突水发生时, 微震能量达到最大值. 微震频次从 1 月 6 日至 1 月 15 日均超过了 10 次/d, 处于较高水平, 1

月 17 日突水前微震频次降低到较小值. 结合能量和频次分析, 临近突水时该区域微震频次降低, 但震动能量持续增大, 说明单次震动能量增大, 微震活动对 F8 断层北边采空区扰动增强. 突水采空区区域从 1 月 6 日开始到突水发生, 微震能量在趋势

上逐步增大,尤其从1月14日开始能量急剧增大,直到突水发生.该区域从1月14日开始微震活动显著增强,微震频次规律显著,1月16日该区微震频次超过了综二面,对于没有采掘活动的采空区,这种现象属典型的微震活动异常,说明突水前该区域有明显的微震活动前兆.

图4所示为突水区微震  $E-t$  图.该区域微震强度(单次震动能量)从1月7日到1月17日逐渐增强,尤其1月16日微震能量超过了  $10\text{ kJ}$ ,1月17日突水前矿震频次急剧增大,矿震密集.该区域能量释放率曲线如图5.

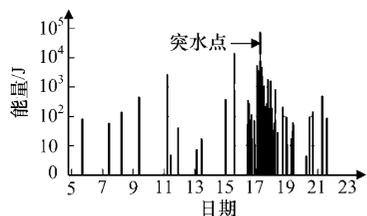
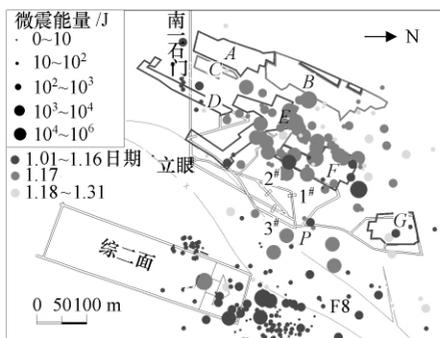
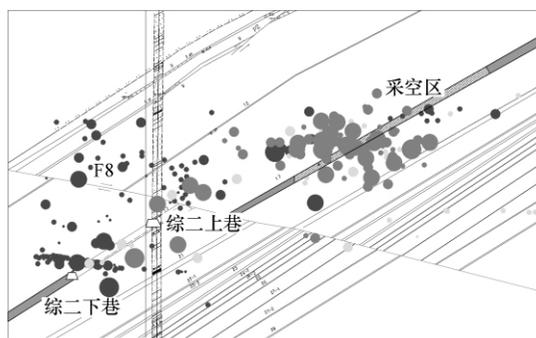


图4 突水区微震  $E-t$  图(2010年1月)

Fig.4 Microseismic  $E-t$  diagram of water inrush zone



(a) 微震平面分布



(b) 微震剖面分布

图6 微震活动空间分布

Fig.6 Microseismic events spatial distribution

以统计边长  $a=20\text{ m}$ ,作出1月5日至1月23日监测区域的能量密度二维分布图(图7).

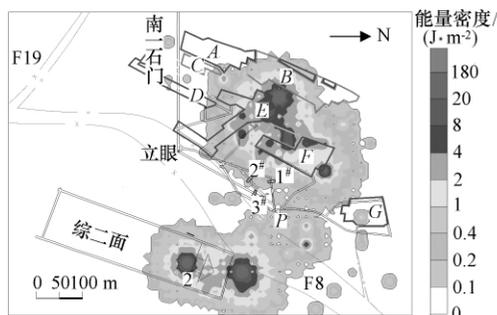


图7 震动能量密度云图

Fig.7 Cloud picture of energy density

从图7分析可知,监测区域内有2个微震活动中心,分别为综二工作面、突水采空区.两微震活动区域中心最大能量密度达到了  $180\text{ J/m}^2$ .两微震活动区经  $F8$  断层连接在一起.能量释放最为强烈

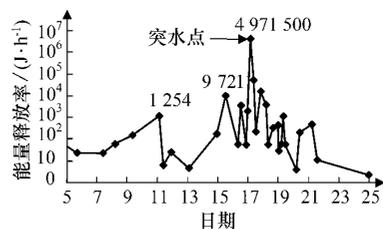


图5 突水区微震能量释放率(2010年1月)

Fig.5 Energy emission rate of water inrush zone

由图5知,微震能量释放率在1月17日突水前经历了2次连续增大,且峰值强度第2次是第一次的8倍,达到  $9.721\text{ kJ/h}$ ,能量释放率增大显著.能量释放率达到最大值的当天(1月16日)夜间发生了此次突水事故,可见能量释放率  $\xi$  对突水危险分析的实时性较高.图6所示,突水前微震事件主要分布在综二面及其两巷延巷掘进区域.突水采空区区域有个别微震活动.突水发生时,综二面及  $F8$  断层均有较强的微震活动,微震事件在突水采空区密集分布,微震活动强烈.突水后,微震活动急剧减弱.可见此次采空区突水受断层及采空区顶底板岩层活动影响强烈.

的采空区为  $E, F$ .经分析,此次突水为  $E, F$  采空区顶板活动引起采空区水压增大导致密闭冲破产生的突水事故.可见采用能量密度分布可直观的找出突水中心,利于分析突水原因.

### 3 采空区突水的微震监测探讨

采空区突水属典型的矿井动力灾害.突水前有能量逐渐积聚,临近突水时能量释放强度逐渐增强.此过程为采空区覆岩能量积聚和释放的非线性过程.对采空区突水的微震监测,可采用分时分区监测方法有针对性的对潜在突水危险区的突水危险期进行监测.分区分时监测方法原理如图8所示.

分区分时监测采用早期突水危险性分析、长期连续在线监测和实时密切监测相结合的方法.早期

危险性分析是在采空区形成之后,即进行分区域突水危险性分析.分析内容包括:突水水源、突水通道以及突水压力,主要分析采空区顶板三带发展高度,顶板冒落是否充分,底板岩层厚度和强度,距离含水层距离,顶底板断层、陷落柱等潜在导水裂隙通道.对分析有潜在突水危险的区域采用微震监测系统长期连续监测,该阶段微震数据分析采用微震能量、频次分析的方法分析短时期内有无微震异常,若无异常则继续正常监测.当发现微震活动异常,即采取实时密切监测,微震数据分析采用能量、频次和能量释放率 $\xi$ 、能量密度 $\epsilon$ 相结合的分析方法,实时分析微震活动性的发展变化,结合微震监测结果、区域开采条件和构造条件分析突水原因,以便采取有效的解危措施,从而达到采空区突水的监测预警目的,避免采空区突水灾害的发生.



图8 分时分区监测方法

Fig. 8 Partition and time-sharing monitoring method

## 4 结论

1) 提出了微震监测能量释放率、能量密度的概念和计算方法,采用能量释放率可实时分析判定微震活动强度的发展变化,采用能量密度可对突水危险区各区域微震活动强弱进行量化分析比较.

2) 理论分析表明采空区突水裂隙通道形成过程存在能量积聚和以微震活动释放能量的现象,微震监测可有效获取突水前兆信息.矿井微震监测案例显示,突水灾害发生前,微震活动具有前兆信息,微震活动性与突水危险存在内在联系,突水发生前微震能量、频次、能量释放率均有增强的趋势,突水采空区微震能量密度最大达到了  $180 \text{ J/m}^2$ .

3) 提出了采空区突水的分时分区监测方法.采取早期突水危险性分区分析,对潜在突水危险区进行长期连续监测,对微震异常区域,采取实时密切监测,及时对突水危险进行预警,采取有效治理措施以达到防治采空区突水的目的.

### 参考文献:

[1] 彭苏萍,王金安.承压水体上安全采煤[M].北京:

煤炭工业出版社,2001.

[2] 施龙青,韩进.底板突水机制及预测预报[M].徐州:中国矿业大学出版社,2004.

[3] 仵彦卿,张倬元.岩体力学导论[M].成都:西南交通大学出版社,1995.

[4] 王长申,孙亚军,杭远.基于事故树分析的煤矿潜在突水危险评价研究[J].岩石力学与工程学报,2009,28(2):298-305.

WANG Chang-shen, SUN Ya-jun, HANG Yuan. Application of fault tree analysis to risk assessment of potential water-inrush hazards in coal mining [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009,28(2):298-305.

[5] 缪协兴,浦海,白海波.隔水关键层原理及其在保水采煤中的应用研究[J].中国矿业大学学报,2008,37(1):1-4.

MIAO Xie-xing, PU Hai, BAI Hai-bo. Principle of water-resisting key strata and its application to water-preserved mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology,2008,37(1):1-4.

[6] WEI Jiu-chuan, LI Zhong-jian, SHI Long-qing, et al. Comprehensive evaluation of water-inrush risk from coal floors[J]. Mining Science & Technology, 2010,20(1):121-125.

[7] 张勇,庞义辉.基于应力-渗流耦合理论的突水力学模型[J].中国矿业大学学报,2010,39(5):659-664.

ZHANG Yong, PANG Yi-hui. Water-inrush mechanical model based on a theory of coupled stress-seepage[J]. Journal of China University of Mining & Technology,2010,39(5):659-664.

[8] ZHANG Jin-cai. Investigations of water inrushes from aquifers under coal seams[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2005,42(3):350-360.

[9] WANG J A, PARK H D. Fluid permeability of sedimentary rocks in a complete stress-strain process[J]. Engineering Geology,2002,63(3/4):291-300.

[10] ODA M T, TAKEMURA A, AOKI T. Damage growth and permeability change in triaxial compression tests of Inada granite[J]. Mechanics of Materials, 2002,34(2):313-331.

[11] SCHULZE O, POPP T, KERN H. Development of damage and permeability in deforming rock salt[J]. Engineering Geology,2001,61(2/3):163-180.

[12] 杨天宏,唐春安,谭志宏,等.岩体破坏突水模型研究现状及突水预测预报研究发展趋势[J].岩石力学与工程学报,2007,26(2):268-277.

YANG Tian-hong, TANG Chun-an, TAN Hong-

- zhi, et al. State of the art of inrush models in rock mass failure and developing trend for prediction and forecast of groundwater inrush[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(2): 268-277.
- [13] 姜福兴, 叶根喜, 王存文, 等. 高精度微震监测技术在煤矿突水监测中的应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(9): 1932-1938.  
JIANG Fu-xing, YE Gen-xi, WANG Cun-wen, et al. Application of high-precision microseismic monitoring technique to water inrush monitoring in coal mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(9): 1932-1938.
- [14] 巩思园, 窦林名, 曹安业, 等. 煤矿微震监测台网优化布设研究[J]. 地球物理学报, 2010, 53(2): 457-465.  
GONG Si-yuan, DOU Lin-ming, CAO An-ye, et al. Study on optimal configuration of seismological observation network for coal mine[J]. Chinese Journal of Geophysics, 2010, 53(2): 457-465.
- [15] 陆菜平, 窦林名, 王耀峰, 等. 坚硬顶板诱发煤体冲击破坏的微震效应[J]. 地球物理学报, 2010, 53(2): 450-456.  
LU Cai-ping, DOU Lin-ming, WANG Yao-feng, et al. Microseismic effect of coal materials rockburst failure induced by hard roof[J]. Chinese Journal of Geophysics, 2010, 53(2): 450-456.
- [16] BRADY B, LEIGHTON F. Seismicity anomaly prior to a moderate rock burst; a case study[J]. Int J Rock Mech Min Sci & Geomech Abstr, 1977, 14(3): 127-132.
- [17] 姜福兴, XUN Luo. 微震监测技术在矿井岩层破裂监测中的应用[J]. 岩土工程学报, 2002, 24(2): 147-149.  
JIANG Fu-xing, XUN Luo. Application of microseismic monitoring technology of strata fracturing in underground coal mine [J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2002, 24(2): 147-149.
- [18] XU Xue-feng, DOU Lin-ming, LU Cai-ping, et al. Frequency spectrum analysis on micro-seismic signal of rock bursts induced by dynamic disturbance[J]. Mining Science & Technology, 2010, 20(5): 682-685.

(责任编辑 王继红)

## 12 高压射流割煤技术在防治冲击地压中的应用

窦林名<sup>1,2</sup>, 杨增强<sup>1,2</sup>, 丁小敏<sup>3</sup>, 薛建秋<sup>1,2</sup>, 张军伟<sup>1,2</sup>

(1. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116;  
3. 华亭煤业集团有限责任公司 砚北煤矿, 甘肃 平凉 744100)

**摘要:** 针对采掘时期冲击地压显现频发的特点, 采用高压射流割煤技术进行冲击地压防治, 结合实际条件, 采用FLAC<sup>2D</sup>软件模拟了9组正交试验, 模拟结果表明, 采取孔间距2 m、孔径300 mm的施工方案对煤体能起到较好的卸压效果。现场应用结果表明: 高压射流冲孔后的电磁辐射值平均在20 mV左右, 远小于冲孔前的电磁辐射值; SOS微震监测情况也反映出冲孔期间日总能量普遍偏小, 无大能量事件发生。

**关键词:** 高压射流; 微震监测; 电磁辐射; 冲击地压

中图分类号: TD324 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2013)06-0010-04

### Application of High Pressure Water Jet Coal Cutting in Mine Pressure Bumping Prevention and Control

DOU Lin-ming<sup>1,2</sup>, YANG Zeng-qiang<sup>1,2</sup>, DING Xiao-min<sup>3</sup>, XUE Jian-Qiu<sup>1,2</sup>, ZHANG Jun-wei<sup>1,2</sup>

(1. School of Mining Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 2. National Key Lab of Coal Resources and Safety Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 3. Yanbei Mine, Huating Coal Group, Pingliang 744100, China)

**Abstract:** According to the features of the mine pressure bumping frequency occurred during the mining and driving period, the high pressure water jet coal cutting and pressure releasing technology was applied to prevent and control the mine pressure bumping. In combination with the actual conditions, the FLAC<sup>2D</sup> numerical simulation software was applied to simulate nine group orthogonal experiments and the results showed that when a construction plan with a borehole space of 2 m and a borehole diameter of 300 mm was applied, the coal body would have a pressure releasing effect. The site application results showed that after the high pressure water jet was applied to cut the borehole, the electromagnetic radiation value was about 20 mV in average and was far lower than the electromagnetic radiation value before the borehole cut. The condition of the SOS microseismic monitoring and measuring also reflected that the daily total energy value was small generally during the borehole cut period and no high energy accident occurred.

**Key words:** high pressure water jet; microseismic monitoring and measuring; electromagnetic radiation; mine pressure bumping

### 0 引言

随着矿井开采规模和深度的逐年增加, 尤其是埋深超过600 m的煤层巷道, 冲击地压发生的频率高, 且强度大, 朱万成等<sup>[1]</sup>研究得出处于深部的岩体内部积累了大量的弹性应变能, 在外部动力的扰动下将会非常猛烈地释放出来。以冲击地压、岩爆、顶板大面积垮落为代表的深部开采诱发的煤岩动力

灾害事故更具突发性, 表现出明显的非线性动力失稳特征<sup>[2-4]</sup>。其中, 冲击地压作为一种特殊的矿山动力现象, 已成为威胁深部煤矿开采安全的重要灾害<sup>[5]</sup>。因其突然、急剧、猛烈的破坏特征对煤矿的安全构成很大威胁, 特别是随着采深的增加, 冲击地压问题越来越突出<sup>[6]</sup>。传统的卸压方法如卸压巷卸压、钻孔卸压、爆破卸压等已经不能满足治理的需求, 需要开展新型的防冲技术研究。我国是较早开

收稿日期: 2013-02-14; 责任编辑: 杨正凯

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973计划)资助项目(2010CB226805); 国家自然科学基金和神华集团有限公司联合资助项目(51174285); 江苏高校优势学科建设工程资助项目(SZBF2011-6-B35)

作者简介: 窦林名(1963—), 男, 青海平安人, 教授, 博士生导师, 博士, 现任煤炭资源与安全开采国家重点实验室副主任。E-mail: lmdou@126.com

引用格式: 窦林名, 杨增强, 丁小敏, 等. 高压射流割煤技术在防治冲击地压中的应用[J]. 煤炭科学技术, 2013, 41(6): 10-13, 20.

展煤体高压射流钻割冲孔防突技术研究的国家之一,目前在防治煤与瓦斯突出方面开展了较为全面的研究。高压射流割煤技术是在封闭式高压供水条件下,利用钻头钻进、水流冲击和水力脉动输排等作用,诱导和控制喷孔,使工作面前方煤体卸压,根据围岩的强弱结构控制理论<sup>[7-8]</sup>,达到防止冲击地压发生的目的。相比较普通的打钻方法,高压射流割煤冲孔具有钻头磨损小、噪声低、粉尘少、无火花和经济性高等优点。鉴于此,笔者在砚北煤矿现场对高压射流割煤技术在煤巷卸压的应用进行了研究,以达到防止冲击地压发生的目的。

## 1 工程概况

砚北煤矿 2502 采区主采 5 号煤层,煤层平均厚 30 m,为特厚煤层。煤层赋存较为稳定,煤层平均倾角约 8°。250203<sup>±</sup>工作面为 2502 采区的掘进工作面,目前正在进行 250203<sup>±</sup>工作面运输巷的掘进,该工作面位于 250204<sup>±</sup>综放工作面西部。250203<sup>±</sup>工作面地面标高 +1 493—+1 627 m,井下标高 +1 003—+1 070 m,属深部开采。5 号煤层普氏系数 1.3~1.9,煤质较硬,绝对瓦斯涌出量 1.02~2.14 m<sup>3</sup>/min,属低瓦斯矿井。通过对 2502 采区煤层冲击倾向性鉴定,可知该煤层具有强冲击倾向性,易发生强冲击地压事故。2502 采区各工作面在采掘时期冲击地压显现频繁,冲击强度大,释放能量高,给矿井的正常安全生产带来了严重威胁。因此,开展 250203<sup>±</sup>工作面采掘期间的冲击地压防治工作尤为重要。5 号煤层冲击倾向性测定结果表明:弹性能指数  $W_{ET}$  为 8.06,冲击能指数  $K_E$  为 5.40,这 2 个指标均表现出强冲击性;动态破坏时间为 243 ms,单轴抗压强度为 10.58 MPa,这 2 个指标均表现出弱冲击性。综合以上指标,该煤层具有强冲击倾向。

## 2 高压射流割煤机理分析

### 2.1 高压射流割煤机理

高压射流割缝落煤过程主要有割缝、崩落和楔劈 3 个步骤<sup>[9]</sup>: ①割缝是水力落煤的开端,又是水力落煤过程中的主要组成部分; ②崩落是利用自由面借助射流的总冲击力成块地把煤崩落下来; ③楔劈是高速水射流冲进煤体的裂隙(包括原生的和开采过程中产生的)。必须指出的是在整个水力落煤过程中这三者不是截然分开的,而是相互交叉实现的。

一般来讲,对于硬煤,前两者是主要的,而对于软煤,后者是主要的(图 1)。

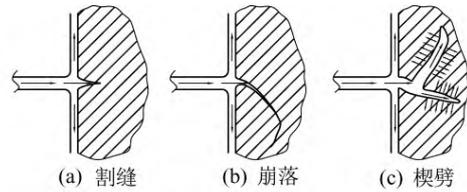


图 1 高压射流割煤过程

### 2.2 高压射流割煤数学模型

对横向相对移动水力射流割煤的过程建立水射流与被切割煤体的数学坐标系,如图 2 所示。

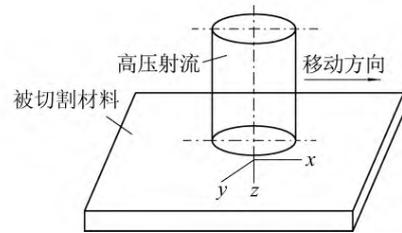


图 2 高压射流割煤数学坐标系

由高压射流割煤机理可知,被切割煤体的深度  $h$  与水的质量流量  $Q_m$  和水力射流速度  $v_j$  之间关系为<sup>[9-10]</sup>

$$h = \left[ \frac{3k(a+1)Q_m v_j^2 (r_j - y) \sqrt{r_j^2 - y^2}}{\pi u r_j^3} + 1 \right]^{1/(a+1)}$$

其中:  $k$  为被切割物料和水之间的特性系数;  $a$  为经验参数;  $r_j$  为喷嘴半径;  $y$  为该点距高压射流中心轴的距离;  $u$  为高压射流相对切割物体沿  $x$  方向的横向移动速度。

## 3 高压射流冲孔参数确定

一般来说,相邻两孔的影响程度及多孔周围的应力分布受到下列因素的影响: ①孔断面的形状及其尺寸大小; ②相邻两孔间的距离; ③原岩应力场的性质和有关参数。在现场实践中,煤层埋深和煤的硬度等地质因素变化很小,可调节的主要包括钻孔深度、孔径及布置角度等技术因素。而钻孔深度、布置角度又受到钻杆和钻机的限制,因此只研究多孔参数的确定。正交试验是合理安排多因素试验方案、解决多因素试验问题的一种有效方法。通过正交试验设计,既可大幅减少试验次数,又可以达到全面试验分析的目的<sup>[11]</sup>。基于正交试验的理论对大直径钻孔卸压参数进行研究,分析卸压钻孔的孔径

$d$ 、孔间距  $D$  对卸压效果的影响,从而确定合理的布置方案,共设计 9 组正交试验方案,方案 1—3 的孔间距均为 2.0 m,其孔径依次为 200、300、400 mm;方案 4—6 的孔间距均为 3.2 m,其孔径依次为 200、300、400 mm;方案 7—9 的孔间距均为 4.4 m,其孔径依次为 200、300、400 mm。以 250203<sup>±</sup> 工作面地质条件为基础,运用 FLAC<sup>2D</sup> 数值模拟软件建立二维平面应变有限元模型,模型尺寸水平方向取 30 m,

垂直方向取 13 m,即模型的宽、高。模型底面固定约束,侧面均水平方向约束,顶部距地表 560 m,故在模型上部边界施加 14 MPa 均布载荷模拟上覆岩层自重。由于所建模型只涉及到煤层,故只需要确定煤层力学性质参数,其中煤层的密度 1 350 kg/m<sup>3</sup>、体积模量 1.5 GPa、剪切模量 0.5 GPa、黏聚力 0.8 MPa、内摩擦角为 18°。FLAC<sup>2D</sup> 数值模拟应力分布如图 3 所示。

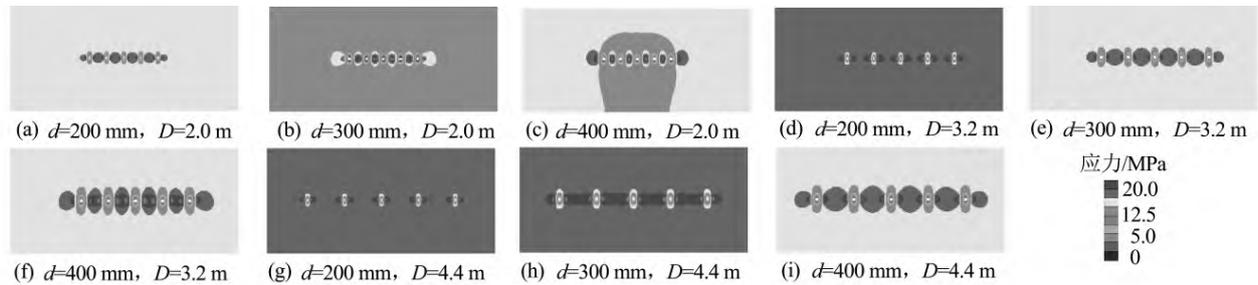


图 3 不同孔间距与孔径数值模拟  $y$  方向应力云图

由图 3 可知,在孔间距为 2.0 m 的条件下,由于孔之间距离较小,孔与孔很容易相互影响,从而在孔之间形成连续的应力集中区;当孔间距为 4.4 m,孔直径比较小的情况下各个孔之间几乎相互没有影响,基本独立对煤体产生影响;模拟结果表明当孔间距越小、圆孔直径越大时,多孔之间越容易形成连续的、范围大的卸压区域。为了更加直观地显示不同

孔径与孔间距对煤层  $S_{YY}$  方向应力分布的影响,计算出 9 组不同试验多孔中心轴线上的应力分布,如图 4 所示。由图 4 可知,相对于原岩应力 14 MPa,多孔中心轴上的应力均大于原岩应力,且当孔间距 2.0 m、孔径 300 mm 时出现了孔之间应力峰值叠加的情况,且随着孔径的递增,各孔应力峰值之间距离变小。

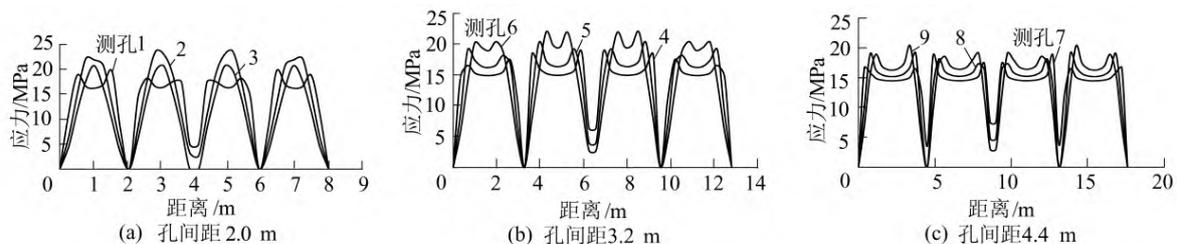


图 4 高压射流冲孔中心轴线上垂直应力分布

## 4 工业性试验

由 FLAC<sup>2D</sup> 模拟分析可知:孔间距越小、孔径越大时,卸压效果越好,考虑到该煤矿煤层性质、水力射流冲孔装置压力最大值和安全生产等多方面的因素,并且数值模拟无法实现水射流冲击煤体所产生的冲击波对煤体内部致裂卸压的影响因素,在此决定采用孔间距  $D=3.2$  m,钻孔孔径  $d=300$  mm 的方案,由图 4c 和图 4d 可知,在该技术参数的条件下,基本可以实现对多孔之间形成连续卸压区域,达到卸压效果。

### 4.1 高压射流割煤冲孔现场试验

工业性试验在 2502 采区 250203<sup>±</sup> 运输巷实施,现场具体工艺流程为供水管→水箱→连接管→注水泵→高压水管→防喷装置→钻孔→煤体,该工艺流程操作简便,工程量小,冲孔时要确保水箱水量供给充足,可按排每班 5~7 人进行割缝冲孔。采用 BRW400/31.5 型矿用乳化液泵, ZYJ-680 型地爬式液压钻机,配合相应的水力割缝的水射流 ZJN9/3 钻头进行施工。具体施工为在 250203<sup>±</sup> 运输巷巷帮,按 3.2 m 的间隔垂直巷帮沿煤层倾向打  $\phi 94$  mm、深度 30 m 的钻孔,钻孔倾角 5~7°。然后

退钻换上带  $\phi 2.0$  mm 喷嘴的水射流 ZJN9/3 钻头,采用 30 MPa 的水压进行水力割煤冲孔,钻孔 0~8 m 内不割缝,作为安全保护带。现场工业性试验平均每 5 min 出煤约 45 kg,每米需要水力割煤 10 min 才能形成  $\phi 300$  mm 的孔,每个钻孔水力割煤用时约 250 min,出煤量 2.0 t 左右。高压射流割煤冲孔卸压现场工艺示意如图 5 所示。

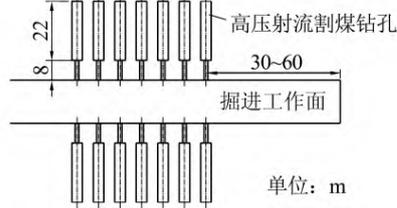


图 5 高压射流割煤冲孔卸压现场工艺示意

#### 4.2 高压射流割煤冲孔效果检验

从 2012 年 11 月初开始在 250203<sup>±</sup> 运输巷现场进行高压水力射流冲孔试验,截至 12 月下旬共在 250203<sup>±</sup> 运输巷成功实施冲孔 22 个。对于冲孔卸压效果,可以通过配套使用的防冲监测设备,采取电磁辐射法(局部预测)和微震监测法(区域预测)相结合的方式验证。在煤岩受载破裂过程中会产生电磁辐射,电磁辐射信息能综合反映煤岩灾害动力现象<sup>[12]</sup>。由于压力越大的区域,电磁辐射值越高,冲击地压危险性也就越大。

对 250203<sup>±</sup> 运输巷冲孔区域打眼前电磁辐射、冲孔前电磁辐射以及冲孔后电磁辐射进行了监测,结果如图 6 所示。

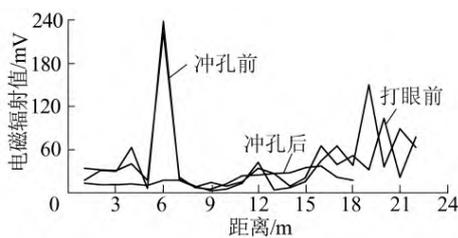


图 6 冲孔区域各时期电磁辐射值

由图 6 可知,打眼前电磁辐射平均值与冲孔前电磁辐射平均值基本保持一致的变化规律,可见只在煤壁上打  $\phi 94$  mm 的钻孔对煤壁卸压起到的效果甚微。冲孔后 22 个孔的电磁辐射平均值基本在 20 mV 左右波动,电磁辐射值相对冲孔前发生明显下降,可知冲孔后煤壁区域压力明显降低,说明高压水力射流冲孔对煤壁起到了很好的卸压效果。煤岩体破坏首先出现的不稳定阶段将在煤岩体中产生大量

的微裂隙破坏,即地音/电磁辐射现象;当大量的微破裂发展到一定程度时,导致煤岩体的最终断裂,即微震现象<sup>[13]</sup>。

根据该煤矿安装运行的 SOS 微震监测系统<sup>[14]</sup>,2012 年 9 月 8 日至 12 月 22 日微震数据监测结果如图 7 所示。

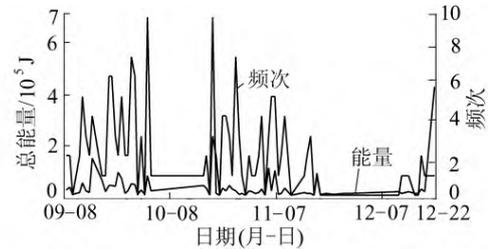


图 7 冲孔区域 SOS 微震监测结果

由图 7 可知,从 2011 年 11 月 1 日开始在现场进行冲孔工业性试验后,日总能量相比之前发生了明显的变化,能量普遍偏小,冲击危险性大幅减小。现场工业性试验冲孔区域无大能量事件分布,也证明了高压水力射流冲孔工业性试验的实施对煤壁卸压起到了良好的效果,从而降低了 250203<sup>±</sup> 运输巷掘进过程中发生冲击危险的可能性。

## 5 结 论

1) 应用 FLAC<sup>2D</sup> 数值模拟软件,模拟了砚北煤矿 250203<sup>±</sup> 运输巷不同孔径和孔间距下煤层的 SY 方向应力情况,得出孔间距越小、钻孔孔径越大时,多孔之间越容易形成连续的、范围大的卸压区域。结合实际地质条件、施工难度和工程量确定冲孔参数为:孔间距 3.2 m,钻孔孔径 300 mm。

2) 在砚北煤矿 230205<sup>±</sup> 运输巷掘进工作面 30~60 m 的后方两帮实施现场工业性试验。通过局部预测电磁辐射方法记录了工业性试验期间打眼前、冲孔前和冲孔后电磁辐射数据,得知煤体高压水力射流冲孔后电磁辐射数据明显下降,在 20 mV 左右波动,说明冲孔后煤壁区域压力明显降低,冲击危险性减弱。结合区域预测 SOS 微震监测方法对冲孔前后的数据进行对比可知冲孔试验期间没有大能量震动,日总能量明显低于工业性试验前。该煤矿的防冲监测设备数据说明煤体高压射流钻割冲孔技术在煤壁卸压方面起到了很好的效果,有效地减小了发生冲击危险的可能性。

(下转第 20 页)

支架。

### 3.3 应用效果

2010年8月11日18时11分,跃进煤矿25110工作面下巷发生了一次震级2.7级、能量 $9 \times 10^7$  J的冲击地压,冲击波破坏了距离工作面1200 m以外的井下候车室的门。但此次冲击没有造成人员伤亡,仅有部分设备损坏,不影响生产。2011年3月1日上午10时09分,25110工作面下平巷发生冲击地压,震级为2.071级(矿震监测为3.2级),能量为 $1.45 \times 10^8$  J。当时有12名工人正在对设备进行检修,采用刚柔一体化吸能支护后,此次冲击地压没有造成人员伤亡,巷道只有轻微破坏,经过简单清理后恢复生产。2010年的“8·11”和2011年的“3·1”冲击地压事故充分体现出刚柔一体化吸能支护技术的应用效果,实现了冲击地压发生时不造成人员伤亡,不影响生产的目的。

## 4 结 论

1) 提出了刚柔一体化吸能支护方法,利用数值模拟,通过对比分析,探讨了刚柔一体化吸能支护的防冲机理。

2) 相对于柔性让压支护,刚柔一体化吸能支护能有吸收应力和能量,应力最大值降幅达到了72%,能量最大降幅达到96.58%,最小降幅也达到60.02%,刚柔一体化吸能支护能有效吸收伴随着冲击地压发生而产生的应力和能量。

3) 跃进矿25110工作面巷道采用刚柔一体化吸

能支护后,有效避免了2次大能量冲击地压事故对巷道、人员和设备的破坏,实现了冲击地压发生时不造成人员伤亡,不影响生产的目的,证实了刚柔一体化吸能支护的防冲效果。

### 参考文献:

- [1] 李春睿,康立军,齐庆新,等.深部巷道围岩分区破裂与冲击地压关系初探[J].煤炭学报,2010,35(2):185-189.
- [2] 孙倩,李树忱,冯现大,等.基于应变能密度理论的岩石破裂数值模拟方法研究[J].岩土力学,2011,32(5):1575-1582.
- [3] 齐庆新,龚林名.冲击地压理论与技术[M].徐州:中国矿业大学出版社,2008.
- [4] 蓝航,齐庆新,潘俊峰,等.我国煤矿冲击地压特点及防治技术分析[J].煤炭科学技术,2011,39(1):11-16.
- [5] 高明仕,龚林名,张农,等.冲击矿压巷道围岩控制的强弱强力学模型及其应用分析[J].岩土力学,2008,29(2):359-364.
- [6] 高明仕,龚林名,严如令,等.冲击煤层巷道锚网支护防冲机理及抗震等级初算[J].采矿与安全工程学报,2009,26(4):402-406.
- [7] 冯学武,张志温,曹荣平,等.深部煤巷刚柔二次耦合支护围岩控制技术[J].矿山压力与顶板管理,2001,18(4):18-21.
- [8] 吕祥锋,潘一山.刚-柔-刚支护防治冲击地压理论解析及实验研究[J].岩石力学与工程学报,2012,31(1):52-59.
- [9] 陈尚本,闫泉峰,张修峰.冲击地压煤巷锚杆支护技术应用[J].煤炭科学技术,2000,28(7):22-24.
- [10] 潘一山,吕祥锋,李忠华.吸能耦合支护模型在冲击地压巷道中应用研究[J].采矿与安全工程学报,2011,28(3):6-10.
- [11] 赵毅鑫,姜耀东,田素鹏.冲击地压形成过程中能量耗散特征研究[J].煤炭学报,2010,35(12):1979-1983.
- [12] 赵兴东,杨天鸿,唐春安,等.冲击地压煤巷锚杆支护机理数值模拟研究[J].中国矿业,2004,13(3):58-59.

(上接第13页)

### 参考文献:

- [1] 朱万成,唐春安,黄志平,等.静态和动态载荷作用下岩石劈裂破坏模式的数值模拟[J].岩石力学与工程学报,2005,24(1):1-8.
- [2] 王利,陈冠文.短工作面开采卸压技术研究[J].煤炭科学技术,2012,40(12):11-14.
- [3] 龚林名,何学秋.由煤岩变化冲击破坏所产生的电磁辐射[J].清华大学学报:自然科学版,2001,41(12):86-89.
- [4] 龚林名,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] 张玉亮,徐元强,李俊,等.华亭煤矿冲击地压监测及防治技术[J].煤炭科学技术,2012,40(9):20-23.
- [6] 陆菜平,龚林名,吴兴荣,等.煤矿冲击矿压的强度弱化[J].北京科技大学学报,2007,29(11):1074-1078.
- [7] 龚林名,高明仕,张农.巷道围岩的强弱强结构效应及防冲机

理探讨[C]//全国冲击地压研讨会论文集.徐州:中国矿业大学出版社,2008:25-31.

- [8] 高明仕.冲击矿压巷道围岩的强弱强结构控制机理研究[D].徐州:中国矿业大学,2006.
- [9] 李海洲.水力采煤技术论文集[M].北京:煤炭工业出版社,1987:188-194.
- [10] 李晓红,卢义玉,向文英.水射流理论及在矿业工程中的应用[M].重庆:重庆大学出版社,2007.
- [11] 师义民,徐伟,秦超英.数理统计[M].北京:科学出版社,2009.
- [12] 聂百胜,何学秋,王恩元,等.电磁辐射法预测煤矿冲击地压[J].太原理工大学学报,2000,31(11):609-611.
- [13] 张宗文,王元杰,赵成利,等.微震和地音综合监测在冲击地压防治中的应用[J].煤炭科学技术,2011,39(1):44-47.
- [14] 吕长国,龚林名,何江,等.桃山煤矿SOS微震监测系统建设及应用研究[J].中国煤炭,2010,36(11):86-90.



窦林名, 蔡 武, 巩思园 等. 冲击危险性动态预测的震动波 CT 技术研究[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 238-244. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2013.2016

Dou Linming, Cai Wu, Gong Siyuan et al. Dynamic risk assessment of rock burst based on the technology of seismic computed tomography detection[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 238-244. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2013.2016

## 13 冲击危险性动态预测的震动波 CT 技术研究

窦林名<sup>1,2</sup> 蔡 武<sup>1,2</sup> 巩思园<sup>1</sup> 韩荣军<sup>2,3</sup> 刘 军<sup>3</sup>

(1. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 3. 义马煤业集团股份有限公司 河南 义马 472300)

**摘 要:** 针对煤矿冲击灾害日益频繁的现状, 在应力与纵波波速的试验关系模型基础上, 分析了采用纵波波速确定冲击危险的理论基础, 建立了冲击危险性动态预测评价的震动波 CT 探测的技术, 构建了震动波 CT 探测评价冲击危险性技术指标波速异常系数  $A_n$  和波速梯度变化系数  $VG$ , 并给出了各指标的判别准则, 最后开展了现场应用。研究表明, 对于同一性质的岩体, 纵波波速反映了冲击矿压发生的强度条件、能量条件和动载诱冲条件; 震动波 CT 探测技术能够对现场冲击危险性做出动态评价和预测, 并能对卸压解危措施的实施和效果进行指导和检验。

**关键词:** 冲击危险性; 纵波波速; 震动波 CT; 波速异常系数; 波速梯度变化系数

**中图分类号:** TD324 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-9993(2014)02-0238-07

### Dynamic risk assessment of rock burst based on the technology of seismic computed tomography detection

DOU Lin-ming<sup>1,2</sup>, CAI Wu<sup>1,2</sup>, GONG Si-yuan<sup>1</sup>, HAN Rong-jun<sup>2,3</sup>, LIU Jun<sup>3</sup>

(1. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 2. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 3. Yima Coal Group Co., Ltd, Yima 472300, China)

**Abstract:** On account of increasingly frequent rock burst hazards at present, the theoretical basis of rock burst determination through P-wave velocity was analyzed based on the experiment relation model of stress and P-wave velocity. Meanwhile, the technology of rock burst risk assessment was established through seismic computed tomography detection, which contains assessment parameters of wave velocity anomaly  $A_n$  and wave velocity gradient anomaly  $VG$ . The criterion of these parameters was documented. Finally, the assessment technology was verified by practical application. The results show that P-wave velocity reflects the strength criterion, energy criterion and dynamic load criterion for rock burst as for the rock mass with the same properties. The seismic computed tomography detection technology is feasible for rock burst risk assessment. It can give guidance on the implement of risk relief measures and check the effect of the measures.

**Key words:** rock burst risk; P-wave velocity; seismic computed tomography; wave velocity anomaly; wave velocity gradient anomaly

随着煤炭开采深度和强度的增大, 冲击矿压已成为煤矿普遍的安全问题<sup>[1]</sup>。这种工程灾害是煤岩变

形破裂动态演化导致的突发性灾害, 对其诱发动态过程的监测、有效预警, 是防止灾害发生的关键, 也是世

收稿日期: 2013-10-25 责任编辑: 王婉洁

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973) 资助项目(2010CB226805); 国家自然科学基金和神华集团有限公司联合资助项目(51174285); 江苏高校优势学科建设工程资助项目(SZBF2011-6-B35)

作者简介: 窦林名(1963—), 男, 青海平安人, 教授, 博士生导师。E-mail: lmdou@126.com。通讯作者: 蔡 武(1988—), 男, 湖南桃江人, 博士研究生。E-mail: aaacaiwu@126.com

界性难题,其监测预警研究是迫切需要解决的科技问题。

目前,冲击矿压的监测方法主要包括:微震监测<sup>[2-5]</sup>、电磁辐射监测<sup>[6-7]</sup>、声发射监测<sup>[8-9]</sup>、钻屑量监测<sup>[10]</sup>、应力监测<sup>[11-12]</sup>等。近年来,震动波 CT 技术作为一种新的地球物理方法被广泛应用于工程与地质诊断,目前已成为井下采矿过程中勘探断层、松动圈、隐藏裂隙、应力状态等方面的有力工具<sup>[13]</sup>。特别是将震动波 CT 技术和微震实时监测相结合,是冲击危险评价和预测的最新发展方向。根据其震源的来源不同,震动波 CT 技术可分为主动和被动两种。彭苏萍<sup>[14]</sup>、Du 等<sup>[15]</sup>将主动 CT 技术应用于地质构造勘探,采探对比分析表明,该技术探测精度高,构造线性成像明显。Friedel 等<sup>[16]</sup>利用主动 CT 技术研究了 Lucky Friday 银矿开采和残留矿柱区域上的应力分布特征,结果显示波速变化与开采引起的应力转移分布一致。窦林名等<sup>[17-18]</sup>采取主动 CT 方法在兖州济宁 3 号井煤矿 16302C 工作面研究了波速分布与强矿震分布的关系,发现强矿震落入冲击危险预警区域内的准确率较高,证明了主动 CT 方法在监测和预警冲击矿压或强矿震危险分布的可行性。王书文等<sup>[19-20]</sup>根据波速异常率和波速分区特征,将主动 CT 技术应用于采煤工作面内断层展布的探测和工作面超前支承压力分布的划定,并依此提出了冲击危险性评价模型。由于受到巷道分布和炸药激发震动波能量客观条件限制,主动 CT 技术监测强矿震或冲击危险的范围较小,并且实施该技术的劳动和经济成本也较高,导致该方法在应用推广方面受到了一定的限制。鉴于此缺点,Luo 等<sup>[21]</sup>将工作面采煤机连续割煤诱发的震动信号作为激发源,并在两巷布置若干检波器,对传统的主动 CT 进行了一次创新性的改进。Luxbacher<sup>[22]</sup>、Hosseini 等<sup>[23]</sup>采用被动 CT 技术,以自然发生的矿震作为激发源对工作面开采过程中的 P 波速度分布进行了反演,发现高应力支承压力区与高波速区吻合较好。Lurka<sup>[24]</sup>利用被动 CT 技术对波兰 Zabrze Bielszowice 等煤矿冲击危险进行评价,发现冲击或强矿震往往出现在高波速区和高波速变化梯度区。因此,震动波被动 CT 技术用于探测大范围冲击或强矿震危险分布是可行的,在冲击矿压危险研究上必将成为一个强有力的监测手段,是未来国内外发展的一个大趋势和方向。

本文在应力与纵波波速的试验关系模型基础上,分析了震动波 CT 技术探测评价冲击危险性的理论基础,构建了震动波 CT 探测技术指标及其判别临界值。最后,将该技术应用于现场冲击危险性的探测评

价和卸压解危措施实施的指导与效果检验,实践表明该技术应用效果良好。

## 1 震动波 CT 探测技术

### 1.1 理论基础

强度理论<sup>[25]</sup>认为,当煤岩体所受的应力超过煤岩体本身的强度极限,即满足强度条件,才有可能发生冲击矿压。关系式如下:

$$\frac{\sigma}{\sigma_c} \geq 1 \quad (1)$$

式中  $\sigma$  为煤岩体所受应力; $\sigma_c$  为煤岩体强度。

对于均质、各向同性连续介质体,震动波的传播与煤岩体物理力学参数及其在煤岩体中产生的动载荷<sup>[26]</sup>可表示为

$$\frac{v_p}{v_s} = \sqrt{\frac{2(1-\nu)}{1-2\nu}} \quad (2)$$

$$E = \frac{\rho v_s^2 (3v_p^2 - 4v_s^2)}{2(v_p^2 - v_s^2)} \quad (3)$$

$$\begin{cases} \sigma_{dp} = \rho v_p (v_{pp})_p \\ \tau_{ds} = \rho v_s (v_{pp})_s \end{cases} \quad (4)$$

式中  $v_p$ 、 $v_s$  分别为 P 波、S 波传播的速度; $\nu$  为泊松比  $0 \leq \nu \leq 0.5$ ;  $E$  为弹性模量; $\rho$  为煤岩介质密度; $\sigma_{dp}$ 、 $\tau_{ds}$  分别为 P 波、S 波产生的动载; $(v_{pp})_p$ 、 $(v_{pp})_s$  分别为质点由 P 波、S 波传播引起的峰值震动速度。

综上所述,对于同一性质的煤岩体,根据地震波的传播速度可确定煤岩体的物理力学特性。深入分析发现,地震波波速间接反映了冲击矿压发生的强度条件、能量条件和动载诱冲条件:

(1) 强度条件。研究结果<sup>[27]</sup>表明,应力与波速之间存在幂函数关系。即震动波速越高,所受应力越大,超过其煤岩体强度的可能性就越大,冲击危险性就越高,反映了强度条件。

(2) 能量条件。式(2)、(3)表明,弹性模量与波速在弹性阶段呈正相关关系。即波速越大,对应的弹性模量就越大,则煤岩体变形储存能量的能力越高,刚度也就越强,抵抗变形破坏的能力就越大,反映了能量条件。

(3) 动载诱冲条件。式(4)表明,震源能量越大,传播到煤岩介质质点速度的峰值速度就越大,动载荷就越高,越容易形成冲击。另外,对于同一性质的煤岩体,介质密度相等,此时,波速越高的区域受到强矿震扰动比其他低波速区域更容易形成冲击矿压。

### 1.2 技术原理

利用人工诱发或自然发生的一系列震源和井下

安置的一系列检波器 根据检波器与震源之间的距离  $L$  和检波器接收到的初至旅行时间  $T$  来反演波速分布  $V(x, y, z)$  或慢度  $S(x, y, z) = 1/V(x, y, z)$ 。假设第  $i$  个震动波的传播路径为  $L_i$ , 其旅行时为  $T_i$ , 具体关系<sup>[22]</sup> 可表示为

$$V = \frac{L}{T} \rightarrow VT = L \quad (5)$$

$$T_i = \int_{L_i} \frac{dL}{V(x, y, z)} = \int_{L_i} S(x, y, z) dL \quad (6)$$

$$T_i = \sum_{j=1}^M d_{ij} S_j \quad (i = 1, \dots, N) \quad (7)$$

式中  $d_{ij}$  为第  $i$  条震动波射线穿过第  $j$  个网格的长度;  $N$  为射线总数;  $M$  为网格数量。

震动波 CT 技术根据震源的来源不同可分为主动 CT 和被动 CT, 其中, 主动 CT 的震源位置已知, 而被动 CT 的震源位置未知(图 1)。对于新安装微震监测系统的煤矿, 需事先根据常值速度模型估计震源位置, 并作为模型输入的初始值。反演求解计算过程中, 每改变一次速度模型, 需重新进行震源位置的计算, 并修改传播射线的起点位置。按上述方式反复迭代计算, 直到残差小于给定阈值或达到最大迭代次数。为求解大规模问题, 本文采用 SIRT 迭代反演算法<sup>[28]</sup>。

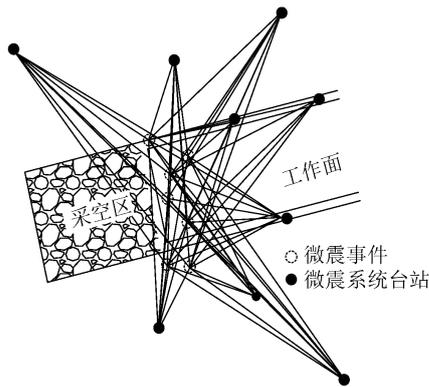


图 1 震动波 CT 探测技术示意

Fig. 1 Sketch map of seismic CT technology

### 1.3 评价指标的建立

岩层破裂需要应力及变形的空间条件, 如图 2 所示, 工作面开采后所形成的采空区导致上覆岩层重量加载到其临近的支撑区域 C, 形成一侧应力降低区与一侧高应力集中区, 在没有额外力的作用下, 两者的存在总是相辅相成的。由纵波波速与应力之间的试验关系模型知, 断裂带区域 A 对应一个低波速区, 而在应力集中区域则对应高波速区, 在这 2 个区域之间是从高波速向低波速过渡的一个区域, 即波速变化梯度较大的区域 B, 该区域的煤岩体在某一方向上的受约束能力相对较弱, 在载荷一致的情况下将比均匀受

载的煤岩体更易发生失稳破坏。研究<sup>[24]</sup> 亦表明, 强矿震不仅发生在高波速区域, 也发生在波速梯度变化明显的区域。所以梯度变化较大的区域也是冲击危险的区域。

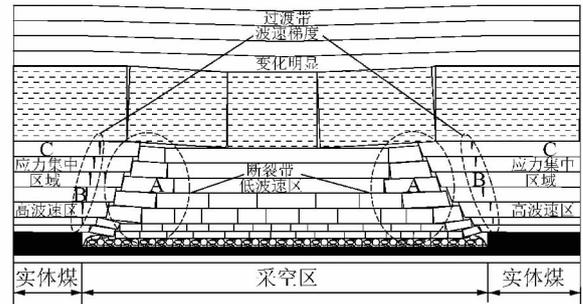


图 2 工作面开采后的上覆岩层结构及波速分布示意

Fig. 2 Vertical cross-section view of strata structure and distribution of velocity after excavation

如图 2 所示, C 区域应力高且集中程度大, 相对其他区域将出现纵波波速的正异常, 而 A 区域为应力降低区, 纵波波速将出现负异常。因此可构建震动波速异常系数  $A_n$  如下:

$$A_n = \frac{v_p - v_p^a}{v_p^a} \quad (8)$$

其中  $v_p^a$  为模型波速的平均值。表 1 为根据实验结果确定的波速正异常变化与应力集中程度之间的关系, 表 2 为波速负异常变化与煤岩体弱化程度之间的关系。

表 1 波速正异常变化与应力集中程度关系

Table 1 The relation between positive anomalies of wave speed and stress concentration

冲击危险指标	应力集中特征	波速正异常 $A_n$ /%	应力集中概率
0	无	< 5	< 0.2
1	弱	5 ~ 15	0.2 ~ 0.6
2	中等	15 ~ 25	0.6 ~ 1.4
3	强	> 25	> 1.4

表 2 波速负异常变化与弱化程度之间的关系

Table 2 The relation between negative anomalies of wave speed and weakening level

弱化程度	弱化特征	波速负异常 $A_n$ /%	应力降低概率
0	无	0 ~ -7.5	< 0.25
-1	弱	-7.5 ~ -15	0.25 ~ 0.55
-2	中等	-15 ~ -25	0.55 ~ 0.8
-3	强	< -25	> 0.8

针对 B 区域, 为利用波速变化的梯度值探测评

价冲击危险 构建如下波速梯度变化系数  $VG$  (单位为  $m/s^2$ ) [29]:

$$VG = v_p Grad \quad (9)$$

式中  $Grad$  为反演区域一点的波速变化梯度,单位为  $1/s$ 。表 3 为  $VG$  值对应冲击危险性之间的关系。

表 3  $VG$  值与冲击危险之间的关系

Table 3 The relation between  $VG$  value and rock burst hazard level

冲击危险指标	异常对应的危险性特征	$VG$ 异常/ $(km \cdot s^{-2})$
0	无	$<0.05$
1	弱	$0.05 \sim 0.15$
2	中等	$0.15 \sim 0.25$
3	强	$>0.25$

## 2 现场应用

### 2.1 某矿 25110 工作面概况

某矿 25110 工作面采深 1 000 m 左右(地面标高 + 551 ~ + 596 m,工作面煤层标高 -390.0 ~ -451.6 m),为 25 采区东翼第 1 个综放工作面,平均采高 11 m,主采 2-1 煤层。2-1 煤层平均厚度 11.5 m,平均倾角 13°,煤层上方依次为 18 m 泥岩直接顶、1.5 m 厚 1-2 煤、4 m 泥岩和 190 m 巨厚砂岩基本顶,下方依次为 4 m 泥岩直接底和 26 m 砂岩基本底。井下四邻关系(图 3):东为 23 采区下山保护煤柱,南为 25 区下部未采煤层,西为 25 采区下山保护煤柱,北为 25090 工作面(一分层已采),且 25110 上巷布置于 25090 采空区下方煤层中。

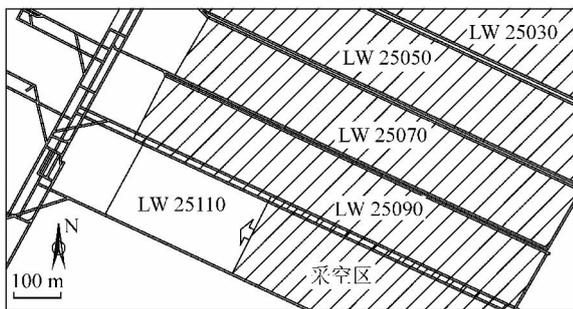


图 3 某矿 25110 工作面概况

Fig. 3 Layout of LW25110 in coal mine

### 2.2 震动波 CT 探测评价冲击危险

#### 2.2.1 探测设备与方案

震动波 CT 探测技术采用的设备为现场安装的微震监测系统,探测方案如图 4 所示,选取 2012-05-08-06-07 的震动波形作为反演数据。期间监测到微震事件总数 201 个,其中满足条件的有效微震事件 101 个,形成射线 599 条。大能量震动激发探头个

数较多,对于接受探头总数超过 10 的震动事件,进行震源定位时采用最多 10 个探头,当中所有的 P 波首次到时的标记均由人工进行,由此确定的震源分布如图 4 所示的空心圆。

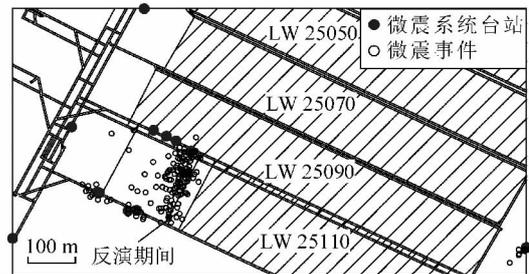


图 4 探测方案

Fig. 4 Detection scheme

对形成的射线进行波速统计,得出最小波速 2.60 km/s,最大波速 6.92 km/s,平均波速 4.21 km/s。通过统计每个波速区间内的射线条数可知(图 5) P 波波速主要集中在 3.87 km/s 和 4.38 km/s 附近,射线总数分别占总数的 52.6% 和 17.7%。统计分析说明该反演区域 P 波波速变化较大,所以,需建立层状模型进行计算,网格划分为  $50 \times 28 \times 4$ , X, Y, Z 方向间距为  $30 \text{ m} \times 30 \text{ m} \times 133 \text{ m}$  模型从上到下波速在 2.60 ~ 6.00 km/s 范围等梯度分布。

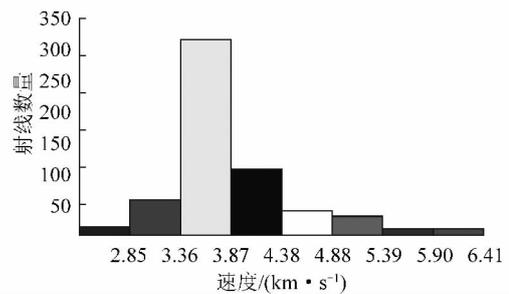


图 5 射线波速统计

Fig. 5 Statistics of ray velocity

#### 2.2.2 探测结果分析

选取 25110 工作面煤层平均标高 -400 m 水平切片的波速异常系数  $A_n$  和波速梯度变化系数  $VG$  等值线云图作为 25110 工作面的探测评价结果,如图 6,7 所示。根据波速正负异常变化与应力集中程度及弱化程度之间的关系(表 1,2),划分出 2 个强应力集中区域 B1 和 B2(图 6 中蓝色曲线圈出),以及 3 个强弱化区域 R1, R2 和 R3(图 6 中红色曲线圈出)。另外,根据波速梯度变化与冲击危险之间的关系(表 3),划分出 5 个强冲击危险区域 G1, G2, G3, G4 和 G5(图 7 中黑色曲线圈出)。

(1) B1 区域。该区域的形成与工作面超前支承压力有关,为冲击矿压频发区域。该区域走向上分布

范围为 100 m 左右,与现场实际的工作面超前支承压力影响范围基本一致。

(2) B2 区域。该区域为 25090 工作面终采线遗留煤柱影响区。25090 工作面回采结束后,遗留煤柱侧形成悬顶现象,进而在煤柱内侧形成侧向支承压力。随着 25110 工作面向终采线的靠近,25110 工作面超前支承压力将与该区域侧向支承压力叠加,此时该区域的冲击危险性将更为显著。

(3) R1, R2 区域。该区域为现场卸压措施实施区域,见 2.3 节介绍。

(4) G1, G2, G5 区域。该区域为实体煤向采空区过渡的区域,如图 2 所示的区域 B。

(5) G3 区域。该区域的形成与现场卸压措施实施有关。由于卸压措施的实施将松散煤岩体形成破碎带,使得该破碎带与实体煤之间形成一个过渡带,即波速梯度变化异常带。因此,当实体煤中应力集中程度较高时,实施卸压措施容易诱发冲击矿压灾害,此时施工人员应充分做好个体防护或远离施工区域。因此,该区域属于施工过程中的危险区域,至于施工后,该区域仍然属于卸压区域,不能作为下一时段的冲击危险区域。

(6) R3, G4 区域。该区域为因素未知区域。

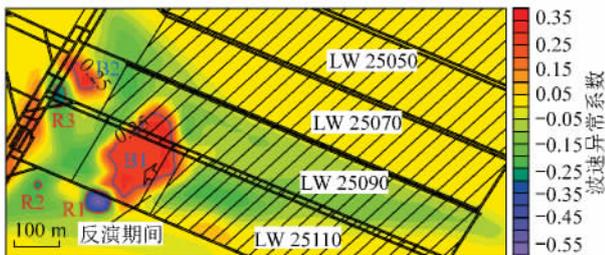


图 6 波速异常系数计算结果(-400 m 水平)

Fig. 6 Distribution of wave velocity anomaly(-400 m level)

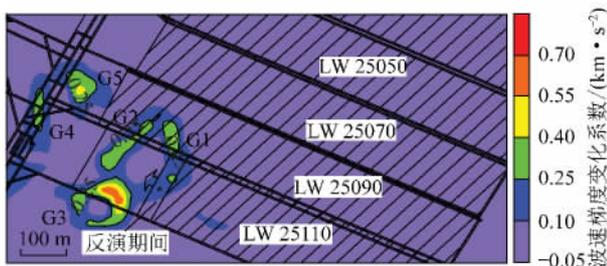


图 7 波速梯度变化系数计算结果(-400 m 水平)

Fig. 7 Distribution of wave velocity gradient anomaly(-400 m level)

### 2.2.3 探测结果验证

为验证探测评价结果,绘制了 2012-06-08—06-30 的微震事件震源分布,如图 8 所示。由图可知,大部分微震事件发生在 B1, G2 区域,同时在 B2,

G5 区域发生了一次能量为  $10^5$  J 的微震事件,而在 G3 区域仅发生了少量小能量微震事件,这与探测评价结果分析一致,从而验证了该技术的可靠性。

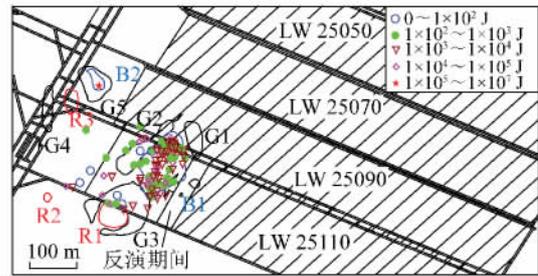


图 8 冲击危险区域及未来微震事件分布

Fig. 8 Rock burst risk area and the distribution of microseismic events afterward

## 2.3 震动波 CT 探测指导卸压解危

### 2.3.1 卸压解危措施实施

图 9 为 2012-04-16—05-08 期间的震动波 CT 探测结果,反演结果显示出 5 个需要采取卸压措施的中等应力集中区域 A1, A2, A3, A4 和 A5。其中区域 A1 和 A2 位于采空区,远离工作面开采空间,卸压措施无法实施,同时该区域对工作面的安全也不构成威胁;区域 A3 和 A5 横穿工作面上下巷,由于 25110 工作面上巷位于采空区下方,卸压措施实施效果不佳,同时考虑到现场施工的难度,暂不在该区域的上巷采取卸压措施。最终确定在 A4 区域和 A3, A5 的下巷区域实施卸压措施,如图 10 所示。图中黑色直线表示大直径卸压钻孔、蓝色表示煤体卸压爆破钻孔、红色表示深孔断顶爆破钻孔,直线长度表示钻孔实际实施的深度。

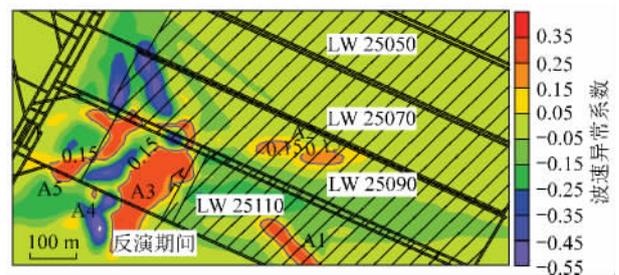


图 9 震动波 CT 探测评价结果

Fig. 9 Assessment result through seismic computed tomography

### 2.3.2 卸压解危措施效果检验

此次卸压解危措施效果检验采用 2012-05-08—06-07 期间的波速异常系数结果,如图 10 所示。

从图中可以看出, A4 区域和 A5 下巷区域实施卸压措施后,波速异常指数由正异常转为负异常,表明该区域应力下降幅度很高,说明卸压效果很明显; A3 下巷区域实施卸压措施后,该区域不仅呈现出波

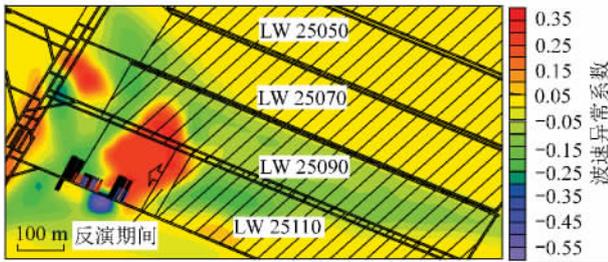


图 10 卸压措施实施方案及实施后波速异常系数分布

Fig. 10 Implement plan of risk relief measures and the distribution of wave velocity anomaly after the measures

速负异常,同时还表现出高波速梯度异常,表明该区域实施的卸压措施通过松散煤岩体形成了破碎带,该破碎带与实体煤之间的过渡正好表征出了高波速梯度异常,由此可以得出,高波速梯度异常在没有实施卸压措施的前提下才能表征高冲击危险性,而实施卸压措施后的高波速梯度异常应表征卸压措施效果的有效性,即弱化程度的显著性。综上所述,震动波 CT 探测技术能很好地对各项卸压解危措施进行效果检验。

### 3 结 论

(1) 对于同一性质的岩体,纵波波速反映了冲击矿压发生的强度条件、能量条件和动载诱冲条件:波速越高,所受应力越大,超过其煤岩体强度的可能性就越大;波速越高,对应的弹性模量越大,煤岩体变形储存能量的能力越高,刚度也就越强,抵抗变形破坏的能力就越大;对于波速越高的区域受到强矿震扰动比其他低波速区域更容易形成冲击矿压。

(2) 由波速异常系数  $A_n$  和波速梯度异常系数  $VG$  组成的震动波 CT 探测技术能够对现场冲击危险性做出动态评价,并能对卸压解危措施的实施和效果进行指导和检验。

(3) 高波速梯度系数在没有实施卸压措施的前提下才能表征高冲击危险性,而实施卸压措施后的高波速梯度异常应表征卸压措施效果的有效性,即弱化程度的显著性。

#### 参考文献:

[1] 何满潮,钱七虎. 深部岩体力学基础[M]. 北京: 科学出版社, 2010.  
He Manchao, Qian Qihu. The basis of deep rock mechanics [M]. Beijing: Science Press 2010.

[2] 姜福兴,杨淑华,成云海,等. 煤矿冲击地压的微地震监测研究[J]. 地球物理学报, 2006, 49(5): 1511 - 1516.  
Jiang Fuxing, Yang Shuhua, Cheng Yunhai, et al. A study on micro-seismic monitoring of rock burst in coal mine [J]. Chinese Journal Geophysics 2006, 49(5): 1511 - 1516.

[3] 陆菜平, 窦林名, 王耀峰, 等. 坚硬顶板诱发煤体冲击破坏的微震效应[J]. 地球物理学报, 2010, 53(2): 450 - 456.  
Lu Caiping, Dou Linming, Wang Yaofeng, et al. Microseismic effect of coal materials rockburst failure induced by hard roof [J]. Chinese Journal Geophysics 2010, 53(2): 450 - 456.

[4] 夏永学, 康立军, 齐庆新, 等. 基于微震监测的 5 个指标及其在冲击地压预测中的应用[J]. 煤炭学报, 2010, 35(12): 2011 - 2015.  
Xia Yongxue, Kang Lijun, Qi Qingxin, et al. Five index of microseismic and their application in rock burst forecastion [J]. Journal of China Coal Society 2010, 35(12): 2011 - 2015.

[5] 吕进国, 潘立. 微震预警冲击地压的时间序列方法[J]. 煤炭学报, 2010, 35(12): 2002 - 2005.  
Lü Jinguo, Pan Li. Microseismic predicting coal bump by time series method [J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(12): 2002 - 2005.

[6] He X Q, Chen W X, Nie B S, et al. Electromagnetic emission theory and its application to dynamic phenomena in coal-rock [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2011, 48(8): 1352 - 1358.

[7] Wang E Y, He X Q, Wei J P, et al. Electromagnetic emission graded warning model and its applications against coal rock dynamic collapses [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2011, 48(4): 556 - 564.

[8] 齐庆新, 李首滨, 王淑坤. 地音监测技术及其在矿压监测中的应用研究[J]. 煤炭学报, 1994, 19(3): 221 - 232.  
Qi Qingxin, Li Shoubin, Wang Shukun. Application of AE technique in monitoring ground pressure [J]. Journal of China Coal Society, 1994, 19(3): 221 - 232.

[9] 贺虎, 窦林名, 巩思园, 等. 冲击矿压的声发射监测技术研究[J]. 岩土力学, 2011, 32(4): 1262 - 1268.  
He Hu, Dou Linming, Gong Siyuan, et al. Study of acoustic emission monitoring technology for rockburst [J]. Rock and Soil Mechanics, 2011, 32(4): 1262 - 1268.

[10] Gu S T, Wang C Q, Jiang B Y, et al. Field test of rock burst danger based on drilling pulverized coal parameters [J]. Disaster Advance, 2012, 5(4): 237 - 240.

[11] 王平, 姜福兴, 王存文, 等. 冲击地压的应力增量预报方法[J]. 煤炭学报, 2010, 35(S): 5 - 9.  
Wang Ping, Jiang Fuxing, Wang Cunwen, et al. The stress incremental forecasting method of rock burst [J]. Journal of China Coal Society 2010, 35(S): 5 - 9.

[12] 曲效成, 姜福兴, 于正兴, 等. 基于当量钻屑法的冲击地压监测预警技术研究及应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(11): 2346 - 2351.  
Qu Xiaocheng, Jiang Fuxing, Yu Zhengxing, et al. Rockburst monitoring and precaution technology based on equivalent drilling research and its application [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2011, 30(11): 2346 - 2351.

[13] Zhao Yongguo, Li Qin, Guo Hong, et al. Seismic attenuation tomography in frequency domain and its application to engineering [J]. Science in China (Series D), 2000, 43(4): 431 - 438.

[14] 彭苏萍, 凌标灿, 刘盛东. 综采放顶煤工作面地震 CT 探测技术

- 应用[J]. 岩石力学与工程学报 2002 21(12):1786-1790.
- Peng Suping ,Ling Biaocan ,Liu Shengdong. Application of seismic tomography in longwall top-coal caving face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2002 21(12):1786-1790.
- [15] Du Lizhi ,Zhang Xiaopei ,Niu Jianjun ,et al. The Seismic CT method in measuring rock bodies [J]. Applied Geophysics ,2006 ,3( 3) : 192 - 195.
- [16] Friedel M J ,Scott D F ,Jackson M J ,et al. 3-D tomographic imaging of anomalous conditions in a deep silver mine [J]. Journal of Applied Geophysics ,1995 34( 1) : 1 - 21.
- [17] Dou Linming ,Chen Tongjun ,Gong Siyuan ,et al. Rockburst hazard determination by using computed tomography technology in deep workplace[J]. Safety Science 2011 50(4) : 736 - 740.
- [18] He Hu ,Dou Linming ,Li Xuwei ,et al. Active velocity tomography for assessing rock burst hazards in a kilometer deep mine [J]. Mining Science and Technology 2011 21( 5) : 673 - 676.
- [19] 王书文 ,徐圣集 ,蓝 航 ,等. 地震 CT 技术在采煤工作面的应用研究[J]. 煤炭科学技术 2012 40( 7) : 24 - 27.
- Wang Shuwen ,Xu Shengji ,Lan Hang ,et al. Study on seismic CT technology applied to coal mining face [J]. Coal Science and Technology 2012 40( 7) : 24 - 27.
- [20] 王书文 ,毛德兵 ,杜涛涛 ,等. 基于地震 CT 技术的冲击地压危险性评价模型[J]. 煤炭学报 2012 37( S1) : 1 - 6.
- Wang Shuwen ,Mao Debing ,Du Taotao ,et al. Rockburst hazard evaluation model based on seismic CT technology [J]. Journal of China Coal Society 2012 37( S1) : 1 - 6.
- [21] Luo X ,King A ,Van deWerken M. Tomographic imaging of rock conditions ahead of mining using the shearer as a seismic source-a feasibility study [A]. Remote Sensing [C]. IEEE Transactions on Geoscience and Remote Sensing 2009 47( 11) : 3671 - 3678.
- [22] Luxbacher K ,Westman E ,Swanson P ,et al. Three-dimensional time-lapse velocity tomography of an underground longwall panel [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 2008 45( 4) : 478 - 485.
- [23] Hosseini N ,Oraee K ,Shahriar K ,et al. Passive seismic velocity tomography and geostatistical simulation on longwall mining panel [J]. Archives of Mining Sciences 2012 57( 1) : 139 - 155.
- [24] Lurka A. Location of high seismic activity zones and seismic hazard assessment in Zabrze Bielszowice coal mine using passive tomography [J]. Journal of China University of Mining & Technology , 2008 ,18( 2) : 177 - 181.
- [25] 窦林名 ,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.
- Dou Linming ,He Xueqiu. Theory and technology of rockburst prevention [M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press 2001.
- [26] 窦林名 ,何学秋. 采矿地球物理学 [M]. 北京: 中国科学文化出版社 2002.
- Dou Linming ,He Xueqiu. Mining geophysics [M]. Beijing: China Science and Culture Press 2002.
- [27] 巩思园 ,窦林名 ,徐晓菊 ,等. 冲击倾向煤岩纵波波速与应力关系试验研究 [J]. 采矿安全与工程学报 2012 29( 1) : 67 - 71.
- Gong Siyuan ,Dou Linming ,Xu Xiaojun ,et al. Experimental study on the correlation between stress and P-wave velocity for burst tendency coal-rock samples [J]. Journal of Mining & Safety Engineering , 2012 29( 1) : 67 - 71.
- [28] Hosseini N ,Oraee K ,Shahriar K ,et al. Passive seismic velocity tomography on longwall mining panel based on simultaneous iterative reconstructive technique( SIRT) [J]. Journal of Central South University 2013 ,19( 8) : 2297 - 2306.
- [29] 巩思园. 矿震震动波波速层析成像原理及其预测煤矿冲击危险应用实践 [D]. 徐州: 中国矿业大学 2010.
- Gong Siyuan. Research and application of using mine tremor velocity tomography to forecast rockburst danger in coal mine [D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology 2010.



窦林名,何江,曹安业等.煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治[J].煤炭学报,2015,40(7):1469-1476. doi:10.13225/j.cnki.jccs.2014.1815

Dou Linming, He Jiang, Cao Anye, et al. Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced in coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(7): 1469-1476. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2014.1815

## 14 煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治

窦林名<sup>1,2,3</sup>, 何江<sup>1,2,3</sup>, 曹安业<sup>1,2,3</sup>, 巩思园<sup>1,2,3</sup>, 蔡武<sup>1,2,3</sup>

(1. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 3. 中国矿业大学 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116)

**摘要:** 煤矿冲击矿压动力灾害日趋严重,且浅部也出现了该现象。理论研究了动载与静载叠加诱发冲击矿压的能量和应力条件,系统地提出了动静载叠加诱发冲击矿压的原理,并分析了煤矿动静载特征。根据应变率对煤矿载荷状态进行了界定,试验研究了煤岩力学特性与应变率的关系以及动静叠加作用下煤的破坏形态。结果表明:随着应变率增大,煤岩强度、弹性模量呈指数关系增大,当静载占比较大时,煤岩呈剪切破坏;当动载占比较大时,煤岩呈现劈裂甚至爆裂破坏。当动静叠加接近煤岩强度时,单轮或多轮动载作用可诱发煤岩冲击破坏;当动静叠加远小于煤岩强度时,多轮动载虽然能使煤岩产生损伤但难以诱发冲击破坏。动静叠加诱发冲击矿压表现为2种类型:①高静载型,深部开采时,围岩静载较高,矿震产生的微小动载增量可使叠加载荷超过煤岩冲击破坏临界而诱发煤岩冲击破坏;②强动载型,浅部开采时,围岩静载较小,强矿震的冲击动载较大,叠加载荷超过煤岩冲击破坏临界导致煤岩冲击破坏。基于冲击矿压的动静载叠加诱发原理,讨论了冲击矿压监测及防治思路和方法。

**关键词:** 冲击矿压; 动载; 静载; 动静载叠加; 监测; 防治

中图分类号: TD324 文献标志码: A 文章编号: 0253-9993(2015)07-1469-08

### Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced in coal mine

DOU Lin-ming<sup>1,2,3</sup>, HE Jiang<sup>1,2,3</sup>, CAO An-ye<sup>1,2,3</sup>, GONG Si-yuan<sup>1,2,3</sup>, CAI Wu<sup>1,2,3</sup>

(1. State Key Laboratory of Coal Resource and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 2. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 3. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education of China, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** Rock burst is becoming more and more serious in coal mine, and the scene of action of which is becoming much shallower. Theoretically studied rock burst energy and stress conditions under dynamic and static combined load, and the theory of dynamic and static combined load inducing rock burst was systematically put forward, and the dynamic and static load characteristics of coal mine were analyzed. According to the loading strain rate, the loading state was defined of coal mine. The experimental research on the mechanical characteristics of coal and rock samples under different strain rate and destruction shape of coal and rock under dynamic and static combined load was carried out. The results show that, with strain rate increasing, the coal and rock strength and elastic modulus exponentially increa-

收稿日期: 2015-01-07 责任编辑: 常琛

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)资助项目(2010CB226805); 国家自然科学基金资助项目(51404243); 江苏高校优势学科建设工程资助项目(SZBF2011-6-B35)

作者简介: 窦林名(1963—),男,青海平安人,教授,博士生导师。Tel: 0516-83995904, E-mail: lmdou@cumt.edu.cn。通讯作者: 何江(1984—),男,重庆合川人,讲师,博士。Tel: 0516-83885206, E-mail: hejiang76@163.com

ses and when the static load is predominant ,coal rock shows shear failure ,and when the dynamic load is predominant ,the coal rock shows splitting or even bursting damage and when the combined load closes to coal strength ,during the single or multi wheel dynamic loading the coal can be induced dynamic failure and when the combined load is far less than the coal strength ,multi wheel dynamic loading can make the coal damage but cannot induce it to dynamic failure. Combined dynamic and static load induced rock burst can be divided into two types. The first is high static loading type. When it is deep mining ,the static load is very high originally ,although the load has not yet reached the critical value of rock burst ,the micro dynamic load increment generated by mine micro seismicity can make the combined load exceeds the critical value and resulting in rock burst; The second is strong dynamic loading type. When it is shallow mining ,although the static load is small ,the strong mining earthquake caused fierce dynamic load ,and the combined load exceeds the rock burst critical value ,the rock burst can be induced. Finally ,based on the dynamic and static combined load inducing rock burst principle ,the ideas and methods of monitoring and prevention of rock burst was proposed.

**Key words:** rock burst; dynamic load; static load; dynamic and static combined load; monitoring; prevention

随着煤矿开采深度和开采强度的增大 ,冲击矿压动力灾害越来越频繁 ,越来越严重<sup>[1]</sup>。据统计 ,到 2012 年底 ,我国已有 142 对矿井发生过造成多人伤亡或大量巷道破坏的冲击矿压动力灾害 ,严重威胁着煤矿的安全高效生产。

研究表明 ,冲击矿压与煤岩的物理力学性质、煤岩所受的静载荷与动载荷等有关<sup>[2]</sup>。一般来说 ,煤岩的冲击倾向性越强 ,越容易发生冲击矿压 ,但也存在弱或无冲击倾向的煤岩发生冲击矿压动力灾害。开采深度越大 ,静载荷越高 ,越容易发生冲击矿压 ,但在浅部原岩应力较小的煤层中也有冲击矿压发生。如 2010 - 10 - 08 造成多人伤亡的宽沟煤矿冲击矿压动力灾害事故 ,采深仅为 317 m<sup>[3]</sup>。经研究 ,浅部冲击矿压多与坚硬顶板等因素产生的动载扰动密切相关。

近年来 ,煤矿井下动载与采掘围岩静载叠加作用诱发冲击显现逐渐受到重视。奚林名、何江等<sup>[2,4]</sup>初步探讨了动静叠加诱发冲击矿压原理并对薄煤层动静叠加诱发机制进行了研究;刘少虹、李凤鸣等<sup>[5]</sup>试验研究了动静加载下煤的破坏特性及机制。

总的来说 ,煤矿动静叠加诱发冲击矿压研究还不深入。本文系统的提出了煤岩动静载叠加诱发冲击矿压的原理 ,针对动静载冲击力源 ,分析了监测预警和治理的对象 ,提出了监测预警的方法和针对性的治理手段。

## 1 动静载叠加诱发冲击矿压原理

### 1.1 动静载叠加诱发原理的提出

根据能量准则<sup>[6]</sup> ,以单位体积煤岩体为研究对象(下同) ,冲击矿压是煤体 - 围岩系统在力学平衡状态被打破时 ,释放的能量大于破坏过程消耗的能量

的状态下产生的动力现象 ,可用下式表示:

$$\frac{dU}{dt} = \frac{dU_R}{dt} + \frac{dU_C}{dt} + \frac{dU_S}{dt} > \frac{dU_b}{dt} \quad (1)$$

其中  $U_R$  为围岩中储存的能量;  $U_C$  为煤体中储存的能量;  $U_S$  为矿震输入的能量;  $U_b$  为冲击矿压发生时煤岩体消耗的能量。煤岩体中储存的能量和矿震输入的能量之和可用下式表示:

$$U = \frac{(\sigma_j + \sigma_d)^2}{2E} \quad (2)$$

其中  $\sigma_j$  为煤岩体中的静载荷;  $\sigma_d$  为矿震在煤岩体中诱发的动载荷。冲击矿压发生时消耗的最小能量可用下式表示 ,其中  $\sigma_{bmin}$  为发生冲击矿压时的临界应力<sup>[4]</sup>。

$$U_{bmin} = \frac{\sigma_{bmin}^2}{2E} \quad (3)$$

因此 ,冲击矿压的发生需要满足如下条件 ,即

$$\sigma_j + \sigma_d \geq \sigma_{bmin} \quad (4)$$

也即 ,采掘围岩静载荷与矿震诱发的动载荷叠加 ,超过了煤岩体冲击破坏的临界载荷时 ,动力破坏煤岩体 ,造成冲击矿压动力灾害显现 ,如图 1 所示。

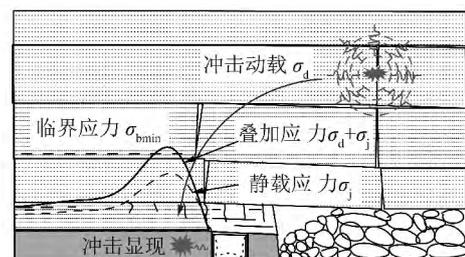


图 1 煤矿动静载叠加诱发冲击矿压原理  
Fig. 1 Principle of dynamic and static combined load inducing rock burst in coal mine

## 1.2 煤岩冲击破坏的临界载荷

试验研究表明<sup>[7]</sup>,煤的单轴抗压强度  $R_c > 20$  MPa 时,煤体发生冲击动力破坏的临界载荷约为 50 MPa;煤的单轴抗压强度  $R_c < 16$  MPa 时,煤体发生冲击动力破坏的临界应力约为 70 MPa;当煤的单轴抗压强度  $R_c$  为 16~20 MPa 时,发生冲击动力破坏的临界应力约为 50~70 MPa。

煤的冲击倾向性指标中,强冲击倾向煤层的单轴抗压强度大于 14 MPa,弱冲击倾向煤层的单轴抗压强度为 7~14 MPa。

这说明煤的强度越高、冲击倾向越强,发生冲击的临界载荷越低,而弱冲击倾向性煤层发生冲击的临界载荷较高。

## 1.3 采掘围岩动静载分析

一般情况下,采掘围岩静载由原岩应力和支承压力组成,即

$$\sigma_j = \sigma_{j1} + \sigma_{j2} = (k + \lambda) \gamma H \quad (5)$$

式中,  $\gamma$  为上覆岩层的容重;  $H$  为上覆岩层厚度;  $\lambda$  为构造应力集中系数;  $k$  为支承压力集中系数。

矿井开采中动载来源主要为开采活动、煤岩体对开采活动的应力响应等引起的强烈应力改变,表现为矿震活动。

假设煤岩体为弹性各向同性连续介质,则矿震产生的应力波在煤岩体中引起的动载<sup>[8-9]</sup>可表示为

$$\begin{cases} \sigma_{dp} = \rho v_p (v_{pp})_p \\ \tau_{ds} = \rho v_s (v_{pp})_s \end{cases} \quad (6)$$

式中,  $\sigma_{dp}$ 、 $\tau_{ds}$  分别为 P 波、S 波产生的动载;  $\rho$  为煤岩介质密度;  $v_p$ 、 $v_s$  分别为 P 波、S 波传播的速度;  $(v_{pp})_p$ 、 $(v_{pp})_s$  分别为质点由 P 波、S 波传播引起的质点峰值振动速度。

## 2 煤矿载荷动静态的确定

### 2.1 矿震动载应变率原位测试

煤岩所承载荷状态一般通过应变率  $\dot{\varepsilon}$  来确定。根据波动理论,震动波形成的动载最大应变率可用下式确定<sup>[10]</sup>:

$$\dot{\varepsilon}'_{\max} = \frac{2\pi f v_{pp}}{C} \quad (7)$$

其中,  $\dot{\varepsilon}'_{\max}$  为震动波形成的动载最大应变率;  $f$  为震动波频率;  $v_{pp}$  为介质振动峰值速度;  $C$  为波速。由于波速相对稳定,故动载应变率主要与频率和质点峰值速度相关。也即,动载应变率与震动波频率、质点峰值速度成正比,与波速成反比。

根据井下原位测试可知,震动波质点峰值速度与

传播距离呈幂函数关系,如下式所示:

$$v_0(L) = v_{0,\max} L^{-\lambda} \quad (8)$$

以七台河桃山煤矿为例,井下震动波峰值速度衰减规律为

$$v_0(L) = v_{0,\max} L^{-1.526} \quad (9)$$

某矿一次卸压爆破诱发的冲击矿压显现,导致工作面 2 m 范围破坏,冲出煤量 2 t,震动能量 20 119 J。根据剪切、拉伸破坏两种模型煤岩体释放能量大小以及应力降与震源半径的关系,如式(10)所示<sup>[11]</sup>,应力降近似等于震源动载,由式(6)、(9)、(10)可求出震动的震源半径为 1.5 m。

$$r_1 = \sqrt[3]{\frac{2W_1 G}{\pi \Delta \tau^2}} \quad r_2 = \sqrt[3]{\frac{W_2 E}{\pi \Delta \sigma_t^2}} \quad (10)$$

式中,  $W_1$ 、 $W_2$  分别为剪切和拉伸破坏以震动波释放的能量;  $G$ 、 $E$  分别为震源介质剪切模量和弹性模量;  $\Delta \tau$ 、 $\Delta \sigma_t$  分别为剪切应力降和正应力降。

由式(9)反求距震源 1.5 m 处质点峰值速度  $v_{0,\max}$  取值范围,可得该冲击震动的最大峰值速度取值范围为 0.52~4.38 m/s。另外,由震动波傅里叶变换可得速度峰值段频率范围为 2~15 Hz。

根据该矿爆破试验及波速最优解算,该矿井下纵波速度平均为 4 300 m/s,横波速度为 2 480 m/s。由此可得到冲击震动动载应变率范围见表 1,可见冲击震动产生的应变率最大为  $10^{-3} \sim 10^{-1} \text{ s}^{-1}$  级。

表 1 冲击震动动载应变率取值范围

Table 1 Range of rock burst induced dynamic load strain rate

震动波类型	频率/Hz	最大峰值速度/(m·s <sup>-1</sup> )	波速/(m·s <sup>-1</sup> )	应变率/s <sup>-1</sup>
纵波	2~15	0.52~4.38	4 300	$1.5 \times 10^{-3} \sim 9.6 \times 10^{-2}$
横波	2~15	0.52~4.38	2 480	$2.6 \times 10^{-3} \sim 1.7 \times 10^{-1}$

### 2.2 动载荷对煤岩作用的试验

对煤岩样在实验室进行单轴加载试验。试验过程中,随着应变率提高,煤岩样破坏声响增大,岩样破坏变得剧烈。煤岩样由剪切破坏逐渐转变为劈裂破坏,乃至爆裂破坏,破碎块体逐渐变得碎小。加载应变率低时,破碎块体不脱离岩样母体,应变率提高时,碎块开始脱离母体,且飞出速度逐渐增大。可见随着加载应变率提高,煤岩样破裂猛烈程度增大,冲击倾向性增强。

试验表明,煤岩强度、弹性模量与加载应变率之间成指数函数关系,加载应变率越大则强度、弹性模量越大,即随着应变率提高,应力由静载过渡到动载

的过程中,煤岩样的强度、弹性模量急剧增大,图2、3为煤岩样强度及弹性模量与应变率的关系。

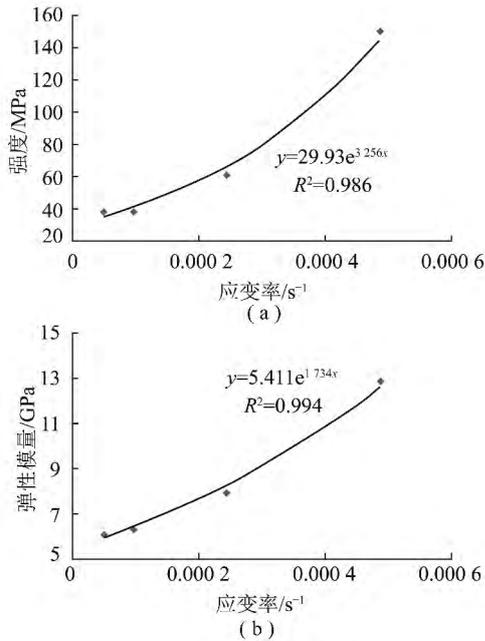


图2 顶板岩样力学参数与应变率的关系  
Fig. 2 Relations between rock samples mechanical parameters and strain rate

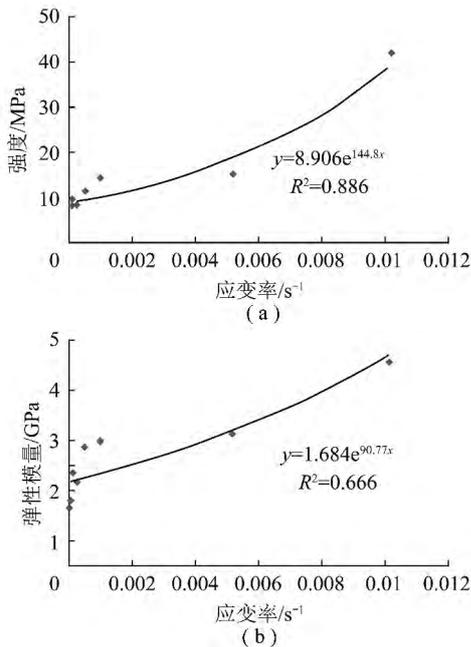


图3 煤样力学参数与应变率的关系  
Fig. 3 Relations between coal samples mechanical parameters and strain rate

### 2.3 围岩载荷状态的确定

现场原位测试表明,矿震近震源动载应变率最大值处于  $10^{-3} \sim 10^{-1} \text{ s}^{-1}$ ,同时,根据动载对煤岩作用的试验结果,煤岩在应变率大于  $5.0 \times 10^{-3} \text{ s}^{-1}$ 时表现出较强的应变率相关性,因此,可将应变率大于

$10^{-3} \text{ s}^{-1}$ 的载荷划分为煤矿动载。煤矿载荷状态可依据应变率按表2进行分类。

表2 煤矿载荷状态与应变率的关系  
Table 2 Coal mine loading state with strain rate

应变率/ $\text{s}^{-1}$	载荷状态	载荷变化率/ $(\text{MPa} \cdot \text{s}^{-1})$	应力变化规律
$< 10^{-5}$	静态	$< 0.1$	静载荷
$10^{-5} \sim 10^{-3}$	准动态	$0.1 \sim 10$	应力扰动
$> 10^{-3}$	动态	$> 10$	动载荷

对具体情况而言,矿震应力波未传播到质点处,质点所受相对稳定的载荷称为静载荷,应力波引起质点产生振动形成的附加应力,则需要根据应变率大小判断质点受到的附加载荷是静载荷、应力扰动还是动载荷。

### 3 动静载叠加作用的试验

静载相同,当应变率达到  $10^{-3} \text{ s}^{-1}$ 时,煤的强度显著增大,说明动静叠加作用下,应变率越大煤体可达到的强度越高,动载对煤体的能量输入越大。动载作用时,首次动载作用煤样产生的塑性应变较高,损伤最大,随着作用次数增加,单次动载作用煤的损伤减小;当煤样强度较高时,动载50次循环作用亦未引起煤样破坏,如图4(a)所示;当煤样强度较低,静载接近强度时,冲击动载引起的损伤较大,如图4(b)所示;当煤样强度较低时,首次动载作用即引起煤样破坏,如图4(c)所示。因此,当动载一定时,静载与煤体强度决定了冲击破坏是否发生。若静载较强度远远偏小,较小强度动载很难诱发煤样冲击破坏,需要更大幅度动载才能诱发破坏。静载是动静叠加诱冲的基础应力条件。

如图5所示,动静叠加作用,当静载一定时,煤样破坏过程动载占主导。应变率较低时,煤样表现为剪切破坏(煤样3-14);应变率较高时,表现为劈裂剪切破坏(煤样3-11);应变率进一步增高,煤样表现为劈裂破坏(煤样3-13)、甚至爆裂破坏(煤样3-15)。声发射空间分布与煤样破裂带基本吻合。

如图6所示,随静载增大,煤样破坏所需动载逐渐减小,静载越接近煤样强度,动静叠加时,煤样破坏所需应力越小。如煤样3-9、3-10所示,静载较小时,一定动载反复作用下,煤样虽然产生了损伤,但难于产生冲击破坏;静载较高时,较小动载即可促使煤样破坏,如煤样3-12所示。

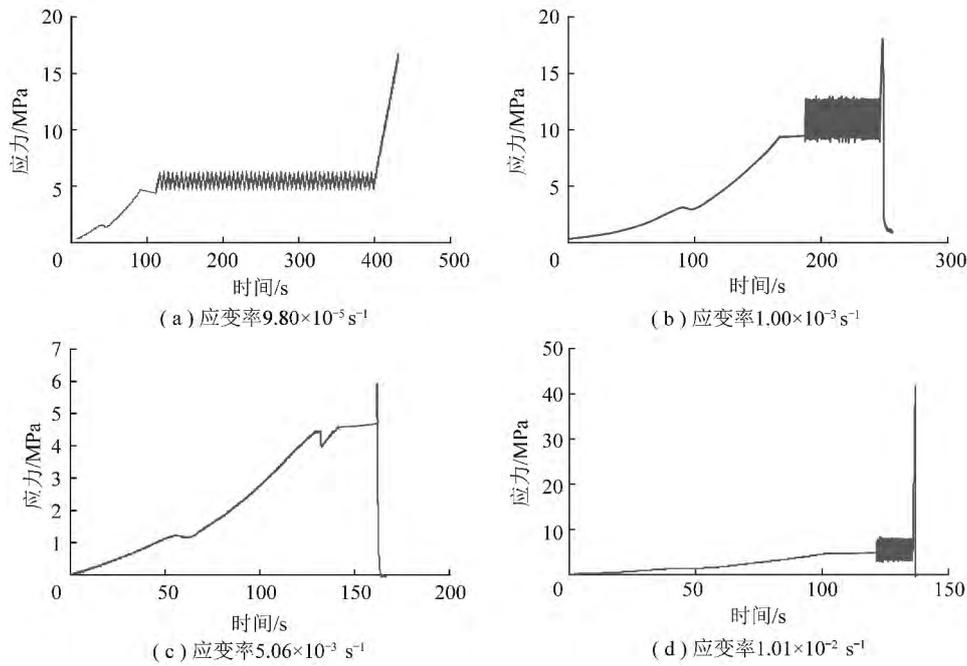


图4 相同静载与不同动载叠加加载应力时程曲线

Fig. 4 Stress time-history curves of coal under the same static and different dynamic load

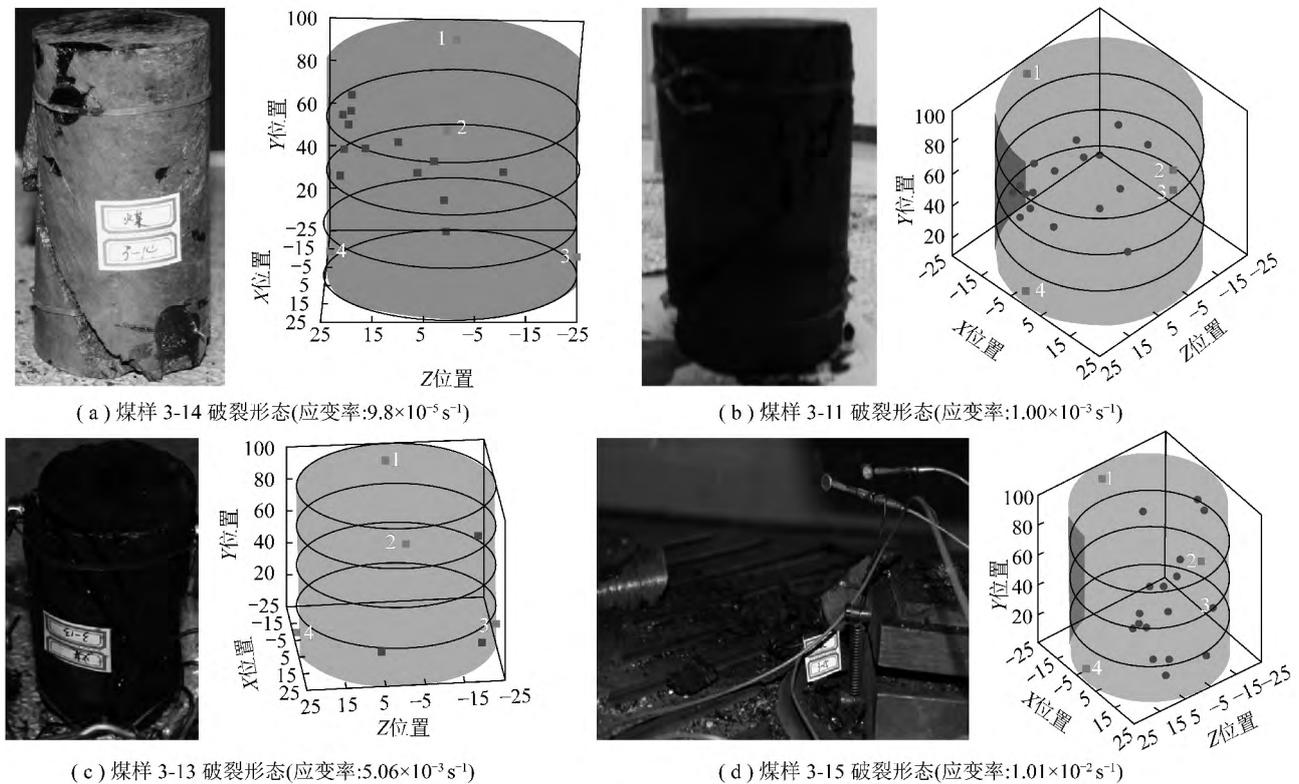


图5 煤样破坏形态及声发射事件分布与不同应变率动静叠加的关系

Fig. 5 Fracturing mode and acoustic events distribution of coal samples under different loading rate

因此,静载是冲击矿压发生的应力基础,动载是冲击破坏的诱因。动静叠加作用下,静载较低时,需要较强动载才能使煤岩破坏,如果动静载叠加小于煤岩强度,当差值较大时,动载多轮作用虽然能使煤岩

产生部分损伤,但很难导致煤岩破坏;当差值较小时,多轮动载反复作用,随着煤岩内部损伤累积,也可导致煤岩破坏;当动静叠加载荷大于煤岩强度时,动载首次作用即可导致煤岩破坏。静载较大时,煤岩破坏

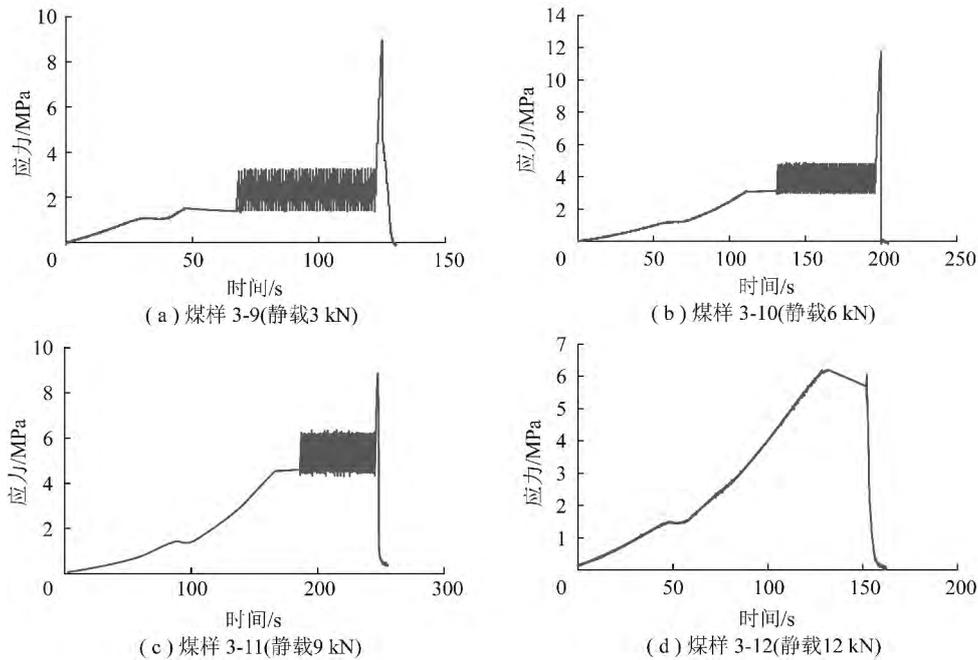


图6 不同静载与相同动载叠加加载应力时程曲线

Fig. 6 Stress time-history curves of coal under the same dynamic and different static load

表现为静态破坏形态,动载较大时,煤岩表现为动态破坏特性。

以上研究表明,煤矿动静叠加诱发冲击矿压表现为以下2种类型:

(1) 高静载型。煤矿深部开采,采掘围岩原岩应力较高,采掘活动导致围岩高应力集中,此时静载虽未达到冲击破坏的临界载荷,但远场矿震产生的微小动载荷增量即可使动静载叠加载荷超过煤岩体冲击破坏的临界载荷,导致冲击破坏。此时,矿震动载荷在煤岩冲击破坏中主要起触发作用。这是目前煤矿深部开采冲击矿压孕育最为普遍的一种形式。

(2) 强动载型。煤矿浅部开采,围岩原岩应力不高,但矿震强度较大,应力波引起的动载强度高,围岩静载与动载叠加载荷达到冲击破坏的临界载荷,导致煤岩体瞬间冲击破坏。另外,研究表明<sup>[5]</sup>,在较大的加载速率下,煤岩试样的冲击倾向性比标准状态冲击倾向性更强,原本鉴定为无冲击倾向的煤岩体,在高加载速率动载作用下,也可发生冲击破坏。此时,矿震的动载扰动在冲击破坏过程中起主导作用。这给出了浅部开采及原本鉴定为无冲击倾向煤岩体发生冲击矿压的一个可能原因。

以上2种冲击矿压类型解释了煤矿浅部和深部开采均会发生冲击矿压的原因。深部开采由于静载荷高,而浅部发生的冲击矿压多与煤层的冲击倾向性,上覆坚硬厚层顶板的大范围破断运动产生的强烈动载紧密相关。

#### 4 基于动静载的冲击矿压监测与防治

对于采掘围岩的静载荷,主要监测煤岩体的应力状态,可采用钻屑法、煤层应力监测法及弹性波CT透视法等进行监测预警。弹性波CT透视法的基本原理是波速与煤岩应力的正相关关系,通过煤岩波速反演,得到高波速区及波速变化剧烈区,从而推断煤岩高应力区和应力异常区,进而对冲击危险区域进行预测<sup>[12-14]</sup>。图7为采用弹性波CT技术确定的应力分布状态。图中高波速分布区和波速梯度变化剧烈区对应于强冲击危险区<sup>[15-17]</sup>。弹性波CT技术是一种预测范围广、较为准确可靠的一种新的静载荷评估和预测技术。

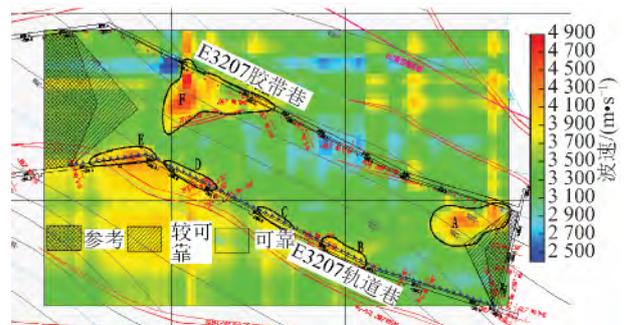


图7 弹性波CT技术确定的工作面周围应力分布状态

Fig. 7 Stress distribution determined by velocity tomography around mining face

对于动载荷的监测,主要是监测煤岩体的破坏、顶板岩层的破断运动、断层的活化等。可采用监测范

围达 60 ~ 80 km<sup>2</sup>、定位误差约为 ± 20 m 的矿井区域及局部区域监测的微震监测系统<sup>[18]</sup>,监测范围达 50 ~ 100 m 的地音(声发射)监测系统<sup>[19]</sup>,监测范围约为 20 m 的电磁辐射监测系统<sup>[20]</sup>。

对于采掘围岩支承压力等静载荷,将其消除是不可能的。甚至将其降低到原岩应力水平也是非常困难的。只能采取降低应力集中程度,将应力高峰区向煤体深部转移等卸压措施。如煤体大直径钻孔卸压、煤体爆破卸压、深孔断顶、坚硬顶板的高压定向水力致裂等<sup>[21-22]</sup>。

采动动载荷的治理主要是控制和破坏煤岩体的结构,减小煤岩体的运动程度。由于矿震的震动波在传播过程中,其能量按照乘幂关系衰减<sup>[2]</sup>,即

$$E = E_0 l^{-\eta} \quad (11)$$

其中  $E$  为传播到采掘空间周围的能量;  $E_0$  为矿震震源释放的能量;  $l$  为震源距采掘空间的距离;  $\eta$  为震动波的衰减系数。

因此,控制矿震动载荷就需要降低震源的震动能量,加大震源距采掘空间的距离,增加震动波的衰减程度等。采取的措施主要有深孔断顶、坚硬顶板高压定向水力致裂等技术。

## 5 结 论

(1) 采掘围岩静载荷与矿震动载荷的叠加载荷超过煤岩体冲击破坏的临界载荷时,将诱发冲击矿压显现。煤的强度越大、冲击倾向性越强,发生冲击破坏的临界载荷越小,弱冲击倾向煤层发生冲击破坏的临界载荷较高。

(2) 煤矿矿震动载应变率最大为  $10^{-3} \sim 10^{-1} \text{ s}^{-1}$  级。煤岩强度、弹性模量与应变率之间成指数函数关系。随着应变率提高,载荷由静态过渡到动态的过程中,煤岩样的强度、弹性模量呈指数关系增大。据此可将煤矿矿震动载划分为静载荷、应力扰动、动载荷。

(3) 煤矿动静载叠加诱发冲击矿压表现为 2 种类型: ① 高静载型,深部开采围岩原岩应力高,矿震产生的微小动载荷即可使动静叠加载荷超过煤岩冲击破坏的临界载荷,从而导致煤岩体冲击破坏; ② 强动载型,浅部开采围岩原岩应力不高,强矿震动载较强,叠加载荷亦可超过临界载荷而导致煤岩体冲击破坏。

(4) 冲击矿压监测防治应从静载与动载 2 个方面进行。静载可采用钻屑法、应力监测法及弹性波 CT 透视法等进行监测预警,动载可采用微震法、地音法、电磁辐射法联合监测;静载防治主要从降低应力集中程度以及将应力峰值向煤体深部转移,而动载则

可从控制和破坏煤岩体的结构,减小煤岩体的运动程度等方面进行考虑。

## 参考文献:

- [1] 姜耀东,潘一山,姜福兴,等.我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J].煤炭学报,2014,39(2):205-213.  
Jiang Yaodong, Pan Yishan, Jiang Fuxing, et al. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205-213.
- [2] 何江,龚林名,蔡武,等.薄煤层动静组合诱发冲击地压的机制[J].煤炭学报,2014,39(11):2177-2182.  
He Jiang, Dou Linming, Cai Wu, et al. Mechanism of dynamic and static combined load inducing rockburst in thin coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(11): 2177-2182.
- [3] 蓝航,杜涛涛,彭永伟,等.浅埋深回采工作面冲击地压发生机理及防治[J].煤炭学报,2012,37(10):1618-1623.  
Lan Hang, Du Taotao, Peng Yongwei, et al. Rock-burst mechanism and prevention in working face of shallow buried coal-seam[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(10): 1618-1623.
- [4] 龚林名,何江,曹安业,等.动载诱发冲击机理及其控制对策探讨[A].2012“中国煤炭学会成立五十周年高层”学术论坛[C].北京,2012.  
Dou Linming, He Jiang, Cao Anye, et al. Mechanism and prevention methods discussion on coal mine rock burst induced by dynamic load [A]. 2012 High Level Academic Forum of Fifty Anniversary of China National Coal Association [C]. Beijing, 2012.
- [5] 刘少虹,李凤明,蓝航,等.动静加载下煤的破坏特性及机制的试验研究[J].岩石力学与工程学报,2013,32(S2):3749-3759.  
Liu Shaohong, Li Fengming, Lan Hang, et al. Experimental study of failure characteristics and mechanism of coal under coupled static and dynamic loads[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(S2): 3749-3759.
- [6] 李玉生.冲击地压机理及其初步应用[J].中国矿业学院学报,1985(3):42-48.  
Li Yusheng. Rockburst mechanism and its preliminary application [J]. China College of Mining and Technology, 1985(3): 42-48.
- [7] 齐庆新,龚林名.冲击矿压理论与技术[M].徐州:中国矿业大学出版社,2008.
- [8] 布雷迪,布朗.地下采矿岩石力学[M].北京:煤炭工业出版社,1990.
- [9] 曹安业,范军,牟宗龙,等.矿震动载对围岩的冲击破坏[J].煤炭学报,2010,35(12):2006-2010.  
Cao Anye, Fan Jun, Mu Zonglong, et al. Burst failure effect of mining-induced tremor on roadway surrounding rock[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(12): 2006-2010.
- [10] 何江.煤矿采动动载对煤岩体的作用及诱冲机理研究[D].徐州:中国矿业大学,2013.  
He Jiang. Research of mining dynamic loading effect and its induced rock burst in coal mine [D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2013.
- [11] Hatherly P, Galel M, Medhurst T. 3D Stress effects, rock damage and longwall caving as revealed by microseismic monitoring [A].

- Acarp Project C9021 [C]. 2003.
- [12] 王文德, 赵炯, 胡继武. 弹性波 CT 技术及应用 [J]. 煤田地质与勘探, 1996, 24(5): 59–63.  
Wang Wende, Zhao Jiong, Hu Jiwu. Elastic wave CT technique and its application [J]. Coal Geology and Exploration, 1996, 24(5): 59–63.
- [13] 巩思园. 矿震震动波波速层析成像原理及其预测煤矿冲击危险应用实践 [D]. 徐州: 中国矿业大学, 2010.  
Gong Siyuan. Research and its application of using mine tremor velocity tomography to forecast rockburst danger in coal mine [D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2010.
- [14] 巩思园, 窦林名, 徐晓菊, 等. 冲击倾向煤岩纵波波速与应力关系试验研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(1): 67–71.  
Gong Siyuan, Dou Linming, Xu Xiaojie, et al. Experimental study on the correlation between stress and P-wave velocity for burst tendency coal-rock samples [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2012, 29(1): 67–71.
- [15] Dou L M, Chen T J, Gong S Y, et al. Rockburst hazard determination by using computed tomography technology in deep workplace [J]. Safety Science, 2012, 50(4): 736–740.
- [16] He Hu, Dou Linming, Li Xuwei, et al. Active velocity tomography for assessing rock burst hazards in a kilometer deep mine [J]. Mining Science and Technology, 2011, 21(5): 673–676.
- [17] Lurka A. Location of high seismic activity zones and seismic hazard assessment in Zabrze Bielszowice coal mine using passive tomography [J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2008, 18(2): 177–181.
- [18] Dou Linming, Lu Caiping, Mu Zonglong, et al. Prevention and forecasting of rock burst hazards in coal mines [J]. Mining Science and Technology, 2009, 19(5): 585–591.
- [19] 贺虎, 窦林名, 巩思园, 等. 冲击矿压的声发射监测技术研究 [J]. 岩土力学, 2011, 32(4): 1262–1268.  
He Hu, Dou Linming, Gong Siyuan, et al. Study of acoustic emission monitoring technology for rockburst [J]. Rock and Soil Mechanics, 2011, 32(4): 1262–1268.
- [20] 窦林名, 何学秋, 王恩元. 冲击矿压预测的电磁辐射技术及应用 [J]. 煤炭学报, 2004, 29(4): 396–399.  
Dou Linming, He Xueqiu, Wang Enyuan. Electromagnetic emission technique of monitoring rock burst and its application [J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(4): 396–399.
- [21] 窦林名, 陆菜平, 牟宗龙, 等. 冲击矿压的强度弱化减冲理论及其应用 [J]. 煤炭学报, 2005, 30(6): 690–694.  
Dou Linming, Lu Caiping, Mu Zonglong, et al. The theory of intensity weakening for rockburst and its application [J]. Journal of China Coal Society, 2005, 30(6): 690–694.
- [22] He H, Dou L M, Fan J, et al. Deep-hole directional fracturing of thick hard roof for rockburst prevention [J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2012, 32: 34–43.

## 15 矿震冲击灾害远程在线预警平台

窦林名<sup>1</sup> 巩思园<sup>1</sup> 刘鹏<sup>2</sup> 丁恩杰<sup>3</sup> 华钢<sup>4</sup> 何江<sup>1</sup> 刘鹏<sup>3</sup>

(1. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116; 2. 兖州煤业股份有限公司 南屯煤矿, 山东 邹城 273515;  
3. 中国矿业大学 物联网感知矿山研究中心, 江苏 徐州 221116; 4. 中国矿业大学 信息与电气工程学院, 江苏 徐州 221116)

**摘要:** 针对煤矿分析人员无法有效提升微震监测系统预警潜力的问题, 基于多线程技术、ASP.NET 技术, 采用主从式(Client/Server)网络架构和浏览器/服务器(Browser/Server)模式, 搭建了由集成服务器、客户端和 Web 浏览发布 3 部分组成的矿震冲击灾害远程预警平台, 结合微震法的冲击危险定性和定量评价方法, 建立了冲击危险专家诊断系统, 实现了通过矿震冲击灾害远程在线预警平台防治冲击地压。在 28 个矿井应用结果表明该在线预警平台能准确预测矿震冲击灾害。

**关键词:** 冲击地压; 微震监测系统; 远程在线; 多线程; 专家诊断系统

**中图分类号:** TD324 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-2336(2015)06-0048-06

### Remote online early warning platform of mine seismic and bump disaster

Dou Linming<sup>1</sup>, Gong Siyuan<sup>1</sup>, Liu Peng<sup>2</sup>, Ding Enjie<sup>3</sup>, Hua Gang<sup>4</sup>, He Jiang<sup>1</sup>, Liu Peng<sup>3</sup>

(1. National Key Lab of Coal Resources and Safety Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China;  
2. Nantun Mine, Yanzhou Coal Mining Group Corporation Limited, Zoucheng 273515, China;  
3. Research Center of Internet of Things and Perception Mine, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China;  
4. School of Information and Electric Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** According to the present status of the mine pressure bump disaster as the world difficult problem, according to the mine analyzers hard to effectively improve the early warning potential of the micro-seismic monitoring and measuring system, based on the multithread technology and ASP.NET technology, the Client/Server type (Client/Server) network framework and Browser/Server model were applied to establish the remote early warning platform of the mine seismic and pressure bump disaster consisted with the integration server, client terminal and web browsing and issuing three sections. In combination with the mine pressure bump danger qualitative and quantitative evaluation method of the micro-seismic method, the expert diagnosis system of the mine pressure bump danger was established and the mine pressure bump prevention and control was realized with the remote online early warning platform of the mine seismic and pressure bump disaster. Application results showed that the online early warning platform could accurately predicting rock-burst disaster impact in 28 mines.

**Key words:** mine pressure bump; micro-seismic monitoring and measuring system; remote online; multithread; expert diagnosis system

## 0 引 言

当前矿震冲击灾害的预警仍是世界性难题<sup>[1]</sup>, 至今各国仍未完全解决此类灾害在时间和地点上的准确预测预报问题, 鉴于影响矿震冲击灾害发生的因素繁多, 而冲击的发生往往具有突发性, 所以在研究矿震冲击灾害机理并应用于冲击危险预测预报过

程中就需要及时和准确地获得研究对象, 即采掘工作面开采及地质条件和各种监测手段, 尤其是微震系统和采动应力监测系统记录的信息, 以便及时做出预警反应。鉴于此, 南非、波兰、捷克和加拿大等国已形成了国家型矿震监测网, 并在岩爆预测预报中得到了广泛应用, 而我国至今尚未针对煤矿矿震冲击灾害现象建立矿震冲击灾害远程预警平台, 致

收稿日期: 2015-02-09; 责任编辑: 杨正凯 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2015.06.009

基金项目: “十二五”国家科技支撑计划资助项目(2012BAH12B01, 2012BAK04B06); 江苏省自然科学基金资助项目(BK20130183); 煤炭资源与安全开采国家重点实验室自主研究课题资助项目(SKLCRSM12X07)

作者简介: 窦林名(1963—), 男, 青海平安人, 教授, 博士生导师。Tel: 0516-83995904, E-mail: lmdou@126.com

引用格式: 窦林名, 巩思园, 刘鹏, 等. 矿震冲击灾害远程在线预警平台[J]. 煤炭科学技术, 2015, 43(6): 48-53.

Dou Linming, Gong Siyuan, Liu Peng et al. Remote online early warning platform of mine seismic and bump disaster[J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(6): 48-53.

使研究的步伐仍落后于西方国家。另一方面,煤矿分析人员科研条件有限,面对矿震冲击灾害这种世界性难题很难有效的运用科学手段挖掘隐藏在表象中的有用信息源,从而不能充分提升监测系统对矿震冲击危险进行预警的潜力,而建立远程监控平台可有效发挥高校科研力量,提升矿震现象的研究水平,以技术委托的形式解决现场矿震冲击灾害。目前国有大中型煤矿中存在矿震冲击灾害的矿井有上百个,而监测预警的装备却很少,手段单一,现场分析人员研究水平较低,预警预报技术也很不完善。因此,必须以高精度监测系统为基础,建立矿震远程监控平台,从而对矿震这一重大问题进行深入研究,揭示其发生机理、影响因素,尤其是矿震冲击灾害预警预报理论与技术,能够较准确地预测灾害可能发生的地点和强度,具有重要的科学研究和实践意义。

## 1 矿震冲击灾害的监测网络建设

目前,国外主要采矿国家(如波兰、南非、澳大利亚等)均已普遍建立国家矿山微震监测台网,国内近几年来也开始陆续通过引进、自主研发适合于不同研究目的和监测尺度的微震监测系统用于冲击地压、矿震、煤与瓦斯突出等矿井动力灾害的监测和评价。

1908年德国在鲁尔煤田的波鸿(Bochum)地区建立了第1个用于矿山观测的台站,该台站配有1架维谢尔特水平地震仪,直至在第二次世界大战中被摧毁,从未中断过工作。第1个监测煤矿矿震活动的台网20世纪20年代末期建在波兰上西里西亚(Upper Silesia),台网由4个子台组成,其中1个设在煤矿深部,并配有Mainka水平向地震仪。美国矿务局在20世纪40年代就开始提出应用微震法来监测矿井冲击地压,但由于所需仪器价格昂贵且精度不高、监测结果不明显而未能引起人们的足够重视和推广。直至20世纪60年代中期,美国煤炭工业局开始了一项主要研究项目,通过这些研究项目,形成了微震技术工业性应用的基础。澳大利亚联邦科学与工业研究组织(CSIRO)研制了Siroseis微震监测系统,用于矿井煤岩微破裂的监测和定位,并从1992年开始对澳大利亚Southern、Appin、Gordonsstone等矿区的采矿诱发微震事件进行研究,取得了较好的结果。到目前为止,CISRO已完成澳大利亚15个矿区的微震监测试验,积累了大量现场经验。波兰矿山研究总院从20世纪50年代开始,就在上

西里西亚煤田(Upper Silesia)开展了矿震的微震监测和冲击地压的预测研究,20世纪70年代开始又开始在下西里西亚(Lower Silesia)的Lubin等矿区建立了多套微震监测台网。该院20世纪80年代开发了第1代数字微震监测系统LKZ(SYLOK),20世纪90年代开发了新一代的发展为ASI数字化微震监测系统,现在已经更新为WINDOWS-XP下的ASI-SEISGRAM(SOS)微震监测系统<sup>[2]</sup>。目前,波兰各大矿区已建立了矿区级的地震监测网络配合矿井微震监测网络进行矿震冲击灾害的监测,取得了良好的应用效果。

我国微震监测技术研究与应用起步较晚,在“八五”期间曾由中国地震局地震所在波兰SYLOK微震系统的基础上进行了开发,北京矿冶研究总院和长沙矿山研究院分别尝试自行研制矿山微震(声发射)定位系统,但仅在极少矿山试用,没有得到推广应用。1998至2002年,国家地震局分别在新汶华丰、徐州三河尖和抚顺老虎台等煤矿建立了冲击地压大尺度的矿震监测台网,这几套矿震监测台网因布置台站较少,监测范围较大,定位误差较大。2003年开始,文献[3]对CSIRO的Siroseis系统软硬件进行了改造,并进一步开发有自主知识产权的微震监测仪,在华丰煤矿得到了较好应用。文献[4]研制了一套矿区千米尺度破坏性矿震监测定位系统,在北京木城涧煤矿的冲击危险评价中得到了应用。近年来,文献[5-7]引进了波兰先进的SOS微震监测系统,在甘肃华砚矿区、山东古城、兖州鲍店、大同忻州窑等10多个煤矿的冲击地压和强矿震监测预警中得到成功推广和应用。

但是,所有建设的不同尺度的微震监测系统都是以独立形式运行于每个矿区,未见有任何报道提及有关矿震冲击灾害远程在线监测平台建设的相关内容。

## 2 远程平台系统整体框架

矿震冲击灾害远程在线预警平台建设内容主要包括软、硬件两部分,硬件主要用于搭建客户端至服务端的网络环境、存储和显示从客户端传来的分析报表和震动波形信息,目前已在中国矿业大学煤炭资源安全开采国家重点实验室建立了矿震远程监控中心,矿震冲击灾害远程在线预警平台已在华亭煤业集团、徐矿集团、鹤岗矿业集团、兖矿集团、义煤集团等28个矿井进行应用,这其中包括国际项目合作

单位孟加拉国的巴拉普库利亚煤矿。

矿震远程监测平台建立后,基于信息的实时传播,冲击地压专家可通过网络终端获取矿震的监测信息。这为冲击地压专家进行冲击地压危险诊断远程决策提供了便利。由此,矿震远程监测平台应具有专家诊断和诊断报告发布的功能。矿震远程在线预警平台同时具备网络发布、专家诊断、提供信息浏览服务环节,加快了信息传播速度和防冲决策的可靠度。

矿震远程在线预警平台架构如图 1 所示,整个平台的最底层是由微震监测系统形成的监测网络,它能够监测井下采掘过程中产生的震动信息。虽然该系统是实时在线监测系统,但只有当满足触发条件时,系统才以文件形式记录震动波形信息。分析人员进行标记后,可获得震源位置和震源能量等重要参数,并绘制震源参量变化和震源分布规律报表,而这是进行矿震冲击灾害机理研究,进而实现冲击灾害预警的重要信息源。因此,需要在客户端根据分析人员操作流程编制客户端软件,对流程中产生的重要信息进行管理,并方便上传信息至服务器。服务器对信息进行存储后,可供研究人员调取,并基于专家系统进行冲击危险预警和防治措施制定工作,最终矿区用户通过 WEB 浏览器下载预警和防治意见,从而指导现场的防治与管理工作,避免冲击事故的发生。

### 3 远程平台客户端与服务端软件编制

矿震冲击灾害远程预警平台中软件系统包括服务器端、客户端以及浏览发布模块 3 大部分,客户端主要完成与 Seisgram、Multilok、Surfer 和矿井微震监测分析软件 Plot 的交互,调用以上软件进行操作分析并将结果上传到服务器,实时监控记录仪上存储的原始波形文件,实现记录仪与分析仪的文件传输的同步,同时将原始波形文件实时上传至服务器。服务器端主要完成数据处理、添加客户端、界面显示等功能,数据处理包括基础信息配置、将文件转换为图片等任务。添加客户端主要完成客户端的添加,并为其指定局级单位名称、矿区单位名称及发送端口号。界面显示主要完成显示各个矿区客户端连接状况,文件发送进度以及其他基本信息等。浏览发布模块通过检索数据查询各矿区最新上传的文件存储位置,实时更新显示最新文件信息,并根据用户权限提供下载、浏览等业务。

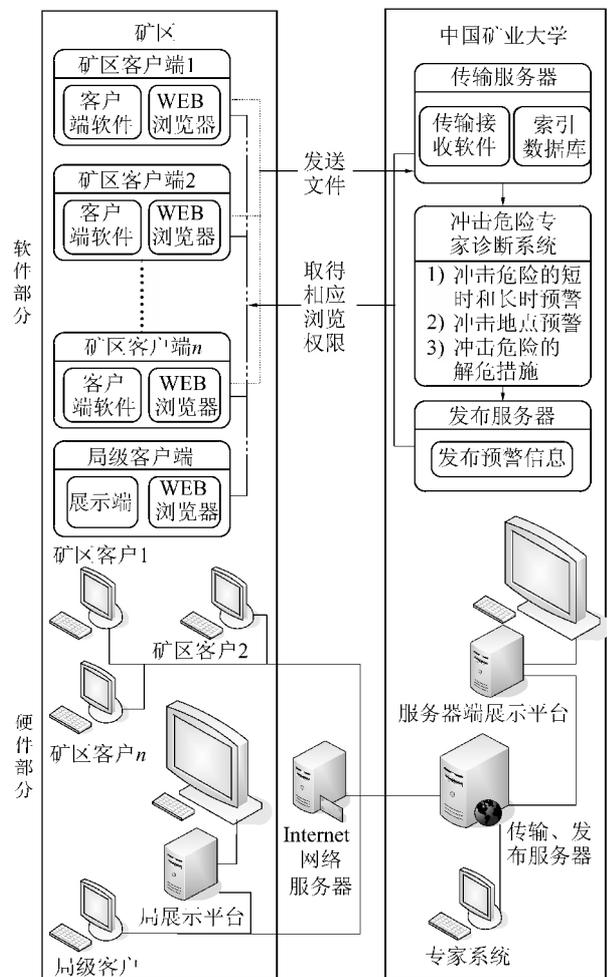


图 1 矿震远程在线预警平台架构

Fig. 1 Structure of mine tremor remote online prediction

综上,发送和接受部分总共分为客户端的发送软件和服务器端的接收软件。发送和接受软件采用主从式架构(Client/Server)的网络架构,客户端的程序运行在分析仪上,服务端的程序运行在服务器上。浏览发布模块采用浏览器/服务器(Browser/Server)模式<sup>[8-9]</sup>。

#### 3.1 实现与服务器的网络连接

在客户端,微震记录仪实时记录井下探头传来的信息,煤矿工作人员需要在服务端(在矿区)对获取的数据进行初步的分析,并将处理好的数据结果和原始数据传给服务器(监控中心),在服务器端将数据提供给专家系统进行评价。

针对微震监测系统客户端文件目录,设计了 1 个 temp 目录作为缓冲区,存放要发送的文件。只要 temp 目录内有文件存在,即会定时扫描发送处理,除文件名或文件类型有误,将文件发送给服务器。

客户端要将数据文件发送给服务器,需要先发

送文件传输命令字符,然后从发送文件队列中取文件进行发送,并在窗口显示正在发送文件的信息。数据文件传输协议如图2所示,先发送文件名长度,再发送文件名,这样可以自适应地完全接收完文件名。为实现文件断点续传的功能,客户端在发送一个文件前,需要先获知该文件在服务器端已接收的大小,初始为0。收到服务器已接收文件大小后,再将该文件的总大小发送给服务器,客户端与服务器可根据该文件总大小和已接收大小来进行接收与断点续传的功能。文件数据的发送按1 K大小进行发送,当一个文件发送完毕后,服务器将向客户端发送一个已接收文件标志。

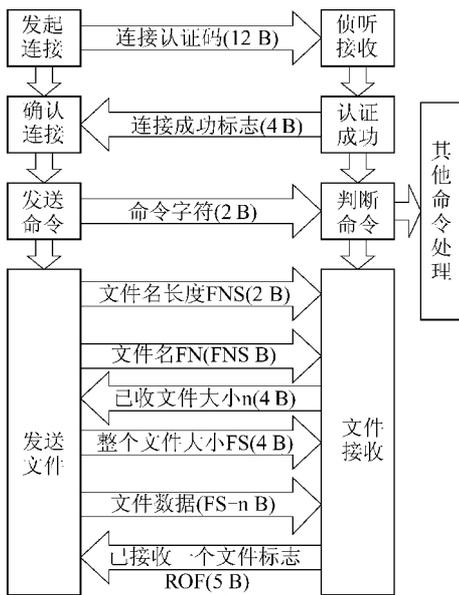


图2 数据文件传输协议

Fig. 2 Transport protocol of data file

### 3.2 服务器多线程设计

矿震远程在线预警平台服务器需要同时接收各个矿区的文件、处理接收的数据文件、监测客户端运行状态与服务器本身运行状态等功能。同时运行这些功能,需要采用多线程技术。

矿震远程在线预警平台服务器包括 Socket 监听线程、定时扫描接收文件线程、监控程序定时喂狗线程、写数据库线程、矿区微震数据分析报表文件处理线程、矿震分布报表文件处理线程、微震震动波形文件处理线程以及定时监控各个线程状态的监控线程。矿震远程在线预警平台服务器软件是长时间在服务器上无人值守运行的。为了保证系统稳定运行,设计一个专门的后台程序监控服务器软件运行状态。若服务器软件运行状态异常,该监控程序将自动重启服务器软件,保证矿震远程在线预警平台

的正常运行。服务器软件也设计有一个对多个线程并行运行的状态进行监控的监控线程,若某个线程运行异常,将自动重启该线程,以保证服务器软件的正常运行。

### 3.3 预警平台 WEB 发布

服务端把原始数据、报表文件和专家诊断系统的输出结果通过网络进行发布,供不同权限的客户端进行浏览和下载,并指导现场安全生产。为了保证客户端能方便的浏览和下载相关信息,设计了一套完整的网站系统,让客户端通过互联网的方式实时的获取到所需的信息。网站设计成含数据库功能的 ASP 动态网页。网站总体功能如图3所示,主要包含以下功能:①客户登陆界面:验证客户的权限,获得权限的客户才能浏览网站的内容。②信息展示界面:展示图片格式的报表文件。③信息下载界面:供有特殊权限的客户下载所需的信息。④网站管理平台:相当于后台平台,用来管理展示界面和下载界面的内容。

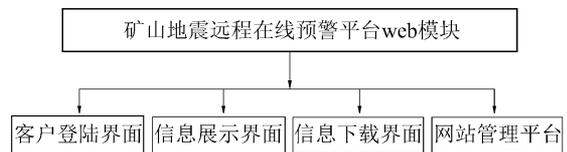


图3 网站总体功能

Fig. 3 Main functions of website

矿震远程监控信息实时显示如图4所示,客户登陆到首页后,系统根据不同的用户身份,显示该身份对应的矿区矿震远程监控信息:微震数据分析报表文件、矿震分布报表文件以及震动波形文件。用户可以实时浏览到该矿区的矿震信息,也可下载矿区矿震信息文件。



图4 矿震远程监控信息实时显示

Fig. 4 Real-time display of monitoring information

## 4 冲击地压危险专家诊断系统

与地震不同,矿震与煤矿采掘生产关系密切,在发生强矿震与冲击地压之前,开采附近煤岩体内已

经因回采发生破裂,并产生微震信号,它们是分析冲击危险与研究冲击地压机理的重要信息源。

微震法评价冲击地压危险的实质是观测某个采掘工作面周围(即分区)微震参量在目前的水平上发生的变化,并确定由此引起的冲击地压危险相对于到目前为止的冲击地压危险上升和下降的程度。

矿震冲击灾害的远程在线平台就是基于现场安装的微震监测系统,实时传输记录的各种信息,提供冲击危险预警系统的必要输入信息,从而借助专家系统实现对现场冲击危险的评价,最终指导现场制定有效防治措施,降低甚至消除冲击危险。

#### 4.1 冲击危险界定条件

对掘进巷道:出现能量超过 10 000 J 的矿震(危险性矿震)说明在掘进过程中开始具有冲击危险。

对采煤工作面:出现能量超过 100 000 J 的矿震(危险性矿震)说明在工作面回采过程中开始具有冲击危险。

#### 4.2 冲击危险评价条件

为了达到微震法确定观测区域内冲击地压危险的目的,应将微震参量相关指标与下列因素联系起来:①采掘工作面是否生产,若停产,微震活动将显著降低;②开采技术条件,包括残留煤柱、终采线、相向回采或掘进、工作面见方;③开采地质条件,例如断层、褶曲、坚硬顶板;④在具有近似开采条件的其他采掘面中的冲击地压危险状况。尤其是掘进期间的冲击危险状况,一般掘进期间有冲击显现的地方,回采期间同样会发生。

#### 4.3 冲击危险的定性与定量评价

基于微震法的冲击危险评价包括定性和定量 2 种。定性评价中主要采用微震频次、微震能量与震动相对与观测巷道的位置变化进行冲击危险判断,一般用于临冲预警。定量评价则比较困难,多用于短中期预警,典型如 4.1 节冲击危险的界定条件。近些年随着微震监测系统的普及,如震动波 CT 预警技术<sup>[10]</sup>等得到了大量广泛的应用,其目的主要用于冲击危险的及时解危。

## 5 结 论

1) 成功搭建了矿震冲击灾害的远程在线预警平台,可高效接收从多个现场传输的震动信号及报表文件信息,并向用户发布矿震规律分析结果和预警信息,指导现场防治工作。

2) 采用浏览器/服务器(Browser/Server)模式,

基于 ASP.NET 技术开发了矿震冲击灾害的预警网络平台,实现了不同类型用户的登录、浏览和下载权限,可实时显示选定矿区内传来的报表和震动文件信息,同时提供预警信息的下载链接。

3) 利用搭建的矿震冲击灾害远程在线监测平台,基于微震法提出了冲击危险评价的定性和定量评价方法,形成了冲击危险的专家诊断系统。

#### 参考文献:

- [1] 龚林名,牟宗龙,陆莱平,等.采矿地球物理理论与技术[M].北京:科学出版社,2014:43-46.
- [2] 何满潮,谢和平,彭苏萍,等.深部开采岩体力学研究[J].岩石力学与工程学报,2005,24(16):2803-2813.  
He Manchao,Xie Heping,Peng Suping *et al.* Study on rock mechanics in deep mining engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2005,24(16):2803-2813.
- [3] 潘俊锋,宁宇,毛德兵,等.煤矿开采冲击地压启动理论[J].岩石力学与工程学报,2012,31(3):586-596.  
Pan Junfeng,Ning Yu,Mao Debing *et al.* Theory of rockburst start-up during coal mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2012,31(3):586-596.
- [4] 魏东,贺虎,秦原峰,等.相邻采空区关键层失稳诱发矿震机理研究[J].煤炭学报,2010,35(12):1957-1962.  
Wei Dong,He Hu,Qin Yuanfeng *et al.* Study on mechanism of mining tremor induced by key strata instability in the gob beside the working face[J]. Journal of China Coal Society,2010,35(12):1957-1962.
- [5] 姜福兴,杨淑华,成云海,等.煤矿冲击地压的微地震监测研究[J].地球物理学报,2006,49(5):1511-1516.  
Jiang Fuxing,Yang Shuhua,Cheng Yunhai *et al.* Study on micro-seismic monitoring of rock burst in coal mine[J]. Chinese Journal of Geophys,2006,49(5):1511-1516.
- [6] 邵绍丹,潘一山.矿山微震定位方法及应用研究[J].煤矿开采,2007,12(5):1-4.  
Bing Shaodan,Pan Yishan. Micro-seismic orientation method for mine and its application[J]. Coal Mining Technology,2007,12(5):1-4.
- [7] 牟宗龙,龚林名,巩思园,等.矿井 SOS 微震监测网络优化设计及震源定位误差数值分析[J].煤矿开采,2009,14(3):8-12.  
Mu Zonglong,Dou Linming,Gong Siyuan *et al.* Networking design of SOS micro-seismic monitoring for mine and error analysis of seismic resource orientation[J]. Coal Mining Technology,2009,14(3):8-12.
- [8] 巩思园,龚林名,曹安业,等.煤矿微震监测台网优化布设研究[J].地球物理学报,2010,53(2):457-465.  
Gong Siyuan,Dou Linming,Cao Anye *et al.* Study on optimal configuration of seismological observation network for coal mine[J]. Chinese Journal of Geophys,2010,53(2):457-465.
- [9] 巩思园,龚林名,马小平,等.提高煤矿微震定位精度的最优通道个数选取研究[J].煤炭学报,2010,35(12):2017-2021.

- Gong Siyuan ,Dou Linming ,Ma Xiaoping ,*et al.* The method to identify the optimal channel numbers for increasing the location accuracy of microseismic events in coal mine [J]. *Journal of China Coal Society* 2010 35(12) : 2017–2021.
- [10] 黎洪生,何岭松,史铁林,等. 基于 B/S 的远程故障诊断专家系统研究[J]. *武汉工业大学学报*, 1999 21(4) : 39–41.  
Li Hongsheng ,He Lingsong ,Shi Tielin ,*et al.* Research of B/S-based remote diagnostics expert system [J]. *Journal of Wuhan University of Technology* ,1999 21(4) : 39–41.
- [11] 刘友生 陈一平. 用 ASP 实现 WEB 数据库智能查询 [J]. *计算机应用与软件* 2005 22(2) : 38.  
Liu Yousheng ,Chen Yiping. Use asp to build web database intelligent query [J]. *Computer Applications and Software* ,2005 ,22(2) : 38.
- [12] 赵毅鑫,姜耀东,王涛,等. “两硬”条件下冲击地压微震信号特征及前兆识别 [J]. *煤炭学报* 2012 37(12) : 1960–1966.  
Zhao Yixin ,Jiang Yaodong ,Wang Tao ,*et al.* Features of microseismic events and precursors of rock burst in underground coal mining with hard roof [J]. *Journal of China Coal Society* 2012 37(12) : 1960–1966.
- [13] 夏永学 康立军 齐庆新 等. 基于微震监测的 5 个指标及其在冲击地压预测中的应用 [J]. *煤炭学报* 2010 35(12) : 2011–2016.  
Xia Yongxue ,Kang Lijun ,Qi Qingxin ,*et al.* Five indexes of microseismic and their application in rock burst forecastion [J]. *Journal of China Coal Society* 2010 35(12) : 2011–2016.
- [14] 李志华 窦林名 管向清,等. 矿震前兆分区监测方法及应用 [J]. *煤炭学报* 2009 34(5) : 614–618.  
Li Zhihua ,Dou Linming ,Guan Xiangqing ,*et al.* A zoning monitoring method of microseismic premonition and its application [J]. *Journal of China Coal Society* 2009 34(5) : 614–618.
- [15] 李铁,蔡美峰,纪洪广,等. 强矿震预测的研究 [J]. *北京科技大学学报* 2005 27(3) : 260–263.  
Li Tie ,Cai Meifeng ,Ji Hongguang ,*et al.* Study on forecasting strong mining-induced earthquake [J]. *Journal of University of Science and Technology Beijing* 2005 27(3) : 260–263.
- [16] Lu Caiping ,Dou Linming ,Cao Anye. Research on microseismic activity rules in Sanhejian Coal Mine [J]. *Journal of Coal Science & Engineering* 2008 ,14(3) : 373–377.
- [17] Cai Wu ,Dou Linming ,Gong Siyuan ,*et al.* Quantitative analysis of seismic velocity tomography in rock burst hazard assessment [J]. *Natural Hazards* 2014(23) : 1–13.
- [18] Dou Linming ,Chen Tongjun ,Gong Siyuan ,*et al.* Rockburst hazard determination by using computed tomography technology in deep workface [J]. *Safety Science* 2011 50(4) : 736–740.
- [19] Lurka A. Location of high seismic activity zones and seismic hazard assessment in Zabrze Bielszowice coal mine using passive tomography [J]. *Journal of China University of Mining and Technology* 2008 ,18(2) : 177–181.
- [20] Luxbacher K D ,Westman E ,Swanson P ,*et al.* Three-dimensional time-lapse velocity tomography of an underground longwall panel [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 2008 45(4) : 478–485.
- [12] 邓军 徐精彩 张辛亥,等. 煤的粒径与低温自燃性关系的研究 [J]. *煤* ,1999 8(5) : 13–15.  
Deng Jun ,Xu Jingcai ,Zhang Xinhai ,*et al.* The granularity of coal spontaneous combustion with low sexual relations [J]. *Coal* , 1999 8(5) : 13–15.
- [13] 张辛亥 徐精彩 杜娟,等. 煤低温氧化动力学参数与粒径关系试验研究 [J]. *安徽理工大学学报* 2005 25(2) : 9–12.  
Zhang Xinhai ,Xu Jingcai ,Du Juan ,*et al.* Study on dynamic parameters of coal oxidation in lower temperature varying with particle size by means of programmed heating experiment [J]. *Journal of Anhui University of Science and Technology: Natural Science* , 2005 25(2) : 9–12.
- [14] 秦跃平 宋宜猛 杨小彬,等. 粒径对采空区遗煤氧化速度影响的试验研究 [J]. *煤炭学报* 2010 35(S1) : 133–135.  
Qin Yueping ,Song Yimeng ,Yang Xiaobin ,*et al.* Experimental study on coal granularity influencing oxidation rate in goaf [J]. *Journal of China Coal Society* 2010 35(S1) : 133–135.
- [15] Wen Hu ,Xu Tongmu ,Xu Jingcai. Analysis of the danger zone liable to spontaneous ignition around coal roadway at fully mechanized long-wall top-coal caving face [J]. *Journal of Coal Science & Engineering* 2002 8(2) : 5–10.
- [16] 王振平 文虎 黄福昌. 松散煤体中的氧气扩散模型及数值分析 [J]. *煤炭学报* 2002 27(3) : 229–232.  
Wang Zhenping ,Wen Hu ,Huang Fuchang. Oxygen pervasion model in loose coal and its numerical analysis [J]. *Journal of China Coal Society* 2002 27(3) : 229–232.
- [17] Cygankiewicz J. Forecasting of self heating of coal in underground workings [C] // 30th International Conference of Safety in Mines Research Institutes. Berlin ,Germany ,Springer Netherlands 2003: 493–502.
- [18] 焦新明,王德明,仲晓星,等. 不同阻化剂对煤自燃临界温度影响的试验研究 [J]. *煤炭工程* 2012(2) : 88–91.  
Jiao Xinming ,Wang Deming ,Zhong Xiaoxing ,*et al.* Experiment study on different retarder affected to critical temperature of coal spontaneous combustion [J]. *Coal Engineering* 2012(2) : 88–91.
- [19] Deng Juna ,Zhao Jingyua ,Zhang Yanni ,*et al.* Study on coal spontaneous combustion characteristic temperature of growth rate analysis [J]. *Procedia Engineering* 2014 84: 796–805.
- [20] 仲晓星,王德明,尹晓丹. 基于程序升温的煤自燃临界温度测试方法 [J]. *煤炭学报* 2010 35(S) : 128–131.  
Zhong Xiaoxing ,Wang Deming ,Yin Xiaodan. Test method of critical temperature of coal spontaneous combustion based on the temperature programmed experiment [J]. *Journal of China Coal Society* 2010 35(S) : 128–131.
- [21] 郭艾东. 煤自燃阶段特征及采空区自燃区域变化规律研究 [D]. 北京: 中国矿业大学(北京) 2012.
- [22] 徐精彩. 煤自燃危险区域判定理论 [M]. 北京: 煤炭工业出版社 2001.

(上接第 64 页)

## 16 煤矿冲击地压灾害监测预警技术研究

窦林名<sup>1,2,3</sup> 李振雷<sup>1,2,3</sup> 张敏<sup>1,2,3</sup>

(1. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学 矿业工程学院 江苏 徐州 221116;  
3. 中国矿业大学 深部煤炭开采教育部重点实验室 江苏 徐州 221116)

**摘要:** 为合理选用监测预警方法以便进行高效的冲击地压防治,通过工程与文献调研、理论分析、现场实践等方法,分析总结了我国煤矿冲击地压发生特征、影响因素、发生机理、监测预警手段等。结果表明:冲击地压大多发生在巷道,破坏范围一般为90~150 m,且矿震能量越大、距离巷道及采场越近,其诱冲可能性越高;冲击地压发生机理一般为静载应力集中和矿震动载扰动叠加作用的结果;冲击地压的监测预警主要从静载应力场和震动场两方面,单一监测方法难以实现对冲击地压的精确预测,而联合多种方法涉及震动场和应力场的多参量综合监测预警技术较为科学。

**关键词:** 冲击地压; 监测预警; 冲击特征; 发生机理; 动静载; 互联网+

中图分类号: TD324; TD76 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2016)07-0041-06

### Study on monitoring and early warning technology of mine pressure bump disaster

Dou Linming<sup>1,2,3</sup> Li Zhenlei<sup>1,2,3</sup> Zhang Min<sup>1,2,3</sup>

(1. State Key Lab of Coal Resources and Safety Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China;  
2. School of Mining Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China;  
3. MOE Key Lab of Deep Coal Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** In order to rationally select the monitoring and early warning method to high efficiently prevention and control of the mine pressure bump, with the engineering and literature investigation, theoretical analysis, site practices and other method, the paper analyzed and summarized the features, influence factors, occurrence mechanism, monitoring warning means and others of the mine pressure bump occurred in China. The results showed that the most pressure bumps occurred in the mine roadway within a failure scope of 90~150 m. The higher mine seismic energy value and the distance more closed to the mine roadway and mining face, the higher possibility of the pressure bump occurred would be. The occurrence mechanism of the mine pressure bump would generally be the results of the statistic stress concentration and mine seismic dynamic interference superposition role. The monitoring early warning of the mine pressure bump would be mainly based on the two aspects of the statistic stress field and the seismic dynamic field, a single monitoring method could be hard to realize an accurate prediction of the mine pressure bump and the combined multi methods and the multi parameter comprehensive monitoring early warning technology of the seismic dynamic field and stress field would be scientific.

**Key words:** mine pressure bump; monitoring early warning; pressure bump features; occurrence mechanism; dynamic and statistic loading; internet plus

## 0 引 言

我国煤矿发生冲击现象始于1933年抚顺胜利煤矿,1985年至2012年,我国冲击地压矿井由32座增长至142座<sup>[1]</sup>,近年来的冲击灾害更为严重。目前,

国内外已针对冲击地压发生机理<sup>[2-6]</sup>、监测预警<sup>[7-9]</sup>及防治方法<sup>[10-12]</sup>开展广泛的研究,取得众多有益的成果,但仍然难以做到对冲击地压的精准预测及有效防治。主要原因是对冲击地压发生规律及特征缺乏广泛而深入的调研分析,冲击地压基础理论研究并不

收稿日期: 2016-03-21; 责任编辑: 杨正凯 DOI: 10.13199/j.cnki.est.2016.07.007

基金项目: 江苏省重点研发计划资助项目(BE2015040); 江苏高校优势学科建设工程资助项目(SZBF2011-6-B35)

作者简介: 窦林名(1963—)男,青海平安人,教授,博士生导师,博士。Tel: 0516-83995904 E-mail: lmdou@cumt.edu.cn

引用格式: 窦林名,李振雷,张敏.煤矿冲击地压灾害监测预警技术研究[J].煤炭科学技术,2016,44(7):41-46.

Dou Linming, Li Zhenlei, Zhang Min. Study on monitoring and early warning technology of mine pressure bump disaster [J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(7): 41-46.

能十分有效的指导监测预警,且监测预警方法众多、手段各异,且各种方法的监测数据不完全一致,甚至相悖,导致煤矿无法正确选择监测预警方法。笔者通过对675次冲击事件的调研分析,总结冲击特征、划分冲击类型、归纳影响因素、得出冲击发生机理,并对目前监测预警原理进行分析,提出涉及震动场和应力场的多参量综合监测预警技术,并通过现场案例予以证实,以期冲击地压监测预警提供技术支撑。

## 1 煤矿冲击地压显现特征

通过对华亭、义马、鹤岗、七台河等矿区的调研,如图1所示,统计分析共计675次冲击事件,总结出其冲击显现的主要特征。

1) 在空间上,91%的冲击地压事故发生在巷道内;在时间上,86%的冲击地压事故发生在采掘作业期间,其中1/4发生在掘进巷道,3/4发生在回采工作面的超前巷道,特别是沿空侧巷道。

2) 冲击地压发生时均伴随有强烈矿震;中及厚煤层中发生冲击时的最小矿震能量等级为 $1.0 \times 10^4$  J,最大达 $1.0 \times 10^8$  J。

3) 矿震震源与冲击地点不在同一位置,水平方向上间距一般为150 m,最大达500 m,垂直方向上一般位于煤层顶板上方90 m和底板下方60 m范围内。

4) 冲击发生时,巷道破坏长度一般在90~150 m,最大达1 000 m。

冲击地压在如下情况容易发生:①工作面采空区单次见方、二次见方、三次见方等期间;②工作面上覆坚硬顶板大范围破断时;③采掘相互扰动容易诱发冲击地压,采深越大,采掘扰动越强烈越容易诱发冲击地压;④坚硬煤层、坚硬顶底板条件、孤岛煤柱、褶曲等构造应力集中区和断层滑移易诱发冲击地压;⑤所有冲击事故均与矿震应力波有关,且冲击发生地点位于采掘形成的高应力集中区,矿震能量越大、距离采掘高应力区越近,则冲击越易发生。

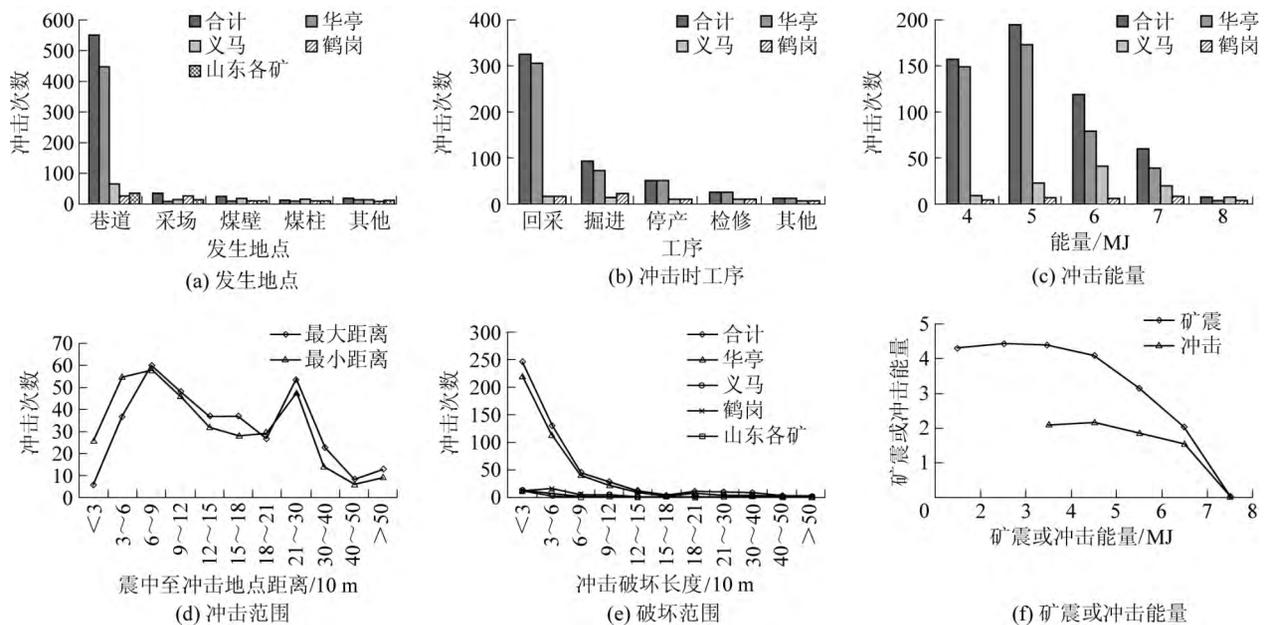


图1 冲击地压显现特征统计结果

Fig. 1 Statistic results of rockburst appearance characteristics

## 2 冲击地压类型与发生机理

根据调查及统计分析,按照冲击地压位置及影响因素的不同,冲击地压可分为4种类型,即煤柱型、坚硬顶板型、褶曲构造型和断层型<sup>[7]</sup>。

1) 煤柱型冲击地压:破坏形式主要为煤柱的压破坏及底板的瞬间鼓起。冲击力源上,以煤柱集中静载应力为主体,附加矿震震动应力波扰动而诱发,

集中静载应力主要为垂直应力。巷道帮部煤体中主要受垂直应力作用,巷道底板主要受水平应力附加由帮部煤体的垂直应力在底板内转化的水平应力双重作用。

2) 褶曲构造型冲击地压:破坏形式主要为底板的瞬间鼓起及帮部破坏。冲击力源上,以煤体集中静载应力为主体,附加矿震震动应力波扰动而诱发,集中静载应力主要为水平应力。巷道底板主要受水

平应力作用,帮部煤体中主要受垂直应力及由底板水平应力在帮部煤体中转化的垂直应力作用。

3) 坚硬顶板型冲击地压:破坏形式主要为煤岩体强烈震动、重型设备移动、底板瞬间底鼓、煤帮破坏及锚网索断裂。冲击力源上,以坚硬顶板破断滑移运动时形成的震动应力波为主体(矿震动载),附加煤体中集中静载应力。

4) 断层型冲击地压:破坏形式主要为煤岩体强烈震动、重型设备移动、底板瞬间底鼓、煤帮破坏及锚网索断裂。冲击力源上,以断层活化运动时形成震动应力波为主体(矿震动载),附加煤体中集中静载应力。

上述4种类型的冲击地压都是煤岩体集中静载应力和矿震动载应力波双重作用的结果,不同点是静载应力和动载应力波在冲击地压发生时的贡献大小不同。因此,冲击地压是采掘空间周围煤体中静载荷与矿震形成的动载荷叠加,超过煤体冲击所需要的最小载荷(临界载荷)而诱发的<sup>[5]</sup>;动静叠加载荷超过临界载荷促使煤体破坏启动,此后聚集在煤岩体中的弹性能以及震动波输入的能量一部分用于煤体破裂耗散及克服围岩阻力,剩余能量使破坏的煤体获得动能形成冲击,称为“动静载叠加诱冲原理”,表现为高静载、高动载和低临界值3种情形。

### 3 监测预警技术与方法

冲击地压危险监测预警可采用早期危险评价分析与实时即时监测相结合的方法,根据动静载叠加诱冲原理,可分为:①动静载分析:综合指数法、应力分析法、数值模拟分析法、地质动力区划法等;②应力场监测:应力解除法、钻屑法、在线应力法、矿压观测法、弹性波和震动波CT法等;③震动场监测:微震法、声发射、电磁辐射等。

实践证明,由于冲击地压的复杂性,上述单一方法均难以做到对冲击地区的准确预警,而考虑多种方法的多参量综合监测预警技术更为科学;现场选择监测预警方法应基于动静载叠加诱冲原理,首先分析确定矿井冲击地压类型为静载为主型或动载为主型,然后合理选择监测方法进行应力场为主监测或震动场为主监测。

#### 3.1 多参量监测预警技术

基于煤岩破坏的不同裂隙发展阶段与微震、应力、声电等参量响应的关系,对煤岩受载破坏过程中的“应力场-震动场”进行多参量归一化监测预警,

其预测和监测预警方法是综合指数与应力分析预测;钻屑、应力、弹性波和震动波CT进行应力即时监测预警;微震、地音和电磁辐射进行应力波监测预警<sup>[7-8,13]</sup>。通过冲击危险性的统一判别准则,将冲击危险等级分为无冲击危险、弱冲击危险、中等冲击危险和强冲击危险,根据危险等级的不同,采用相应的防治对策。该技术在义马矿区、兖州矿区、华亭矿区、新疆宽沟煤矿等进行应用,综合预测准确率达到80%以上。

#### 3.2 应力监测技术

基于“当量钻屑量原理”和“多因素耦合”的冲击地压危险性确定方法。其基本原理是岩层运动、支承压力、钻屑量与钻孔围岩应力之间的正相关关系。通过实时在线监测工作面前方采动应力场的变化规律,找到高应力区及其变化趋势,实现冲击地压危险区和危险程度的实时监测预警和预报<sup>[14-15]</sup>。

#### 3.3 弹性波和震动波CT探测技术

该技术即地震层析成像技术<sup>[16-18]</sup>,其工作原理是利用地震波射线对工作面的煤岩体进行透视,通过观测地震波走时和能量衰减,对工作面的煤岩体进行成像。地震波传播通过工作面煤岩体时,煤岩体上所受的应力越高,震动传播的速度就越快。通过震动波速的反演,可以确定工作面范围内的震动波速度场的分布规律,根据波速与应力的正相关性,可确定工作面范围内应力场的大小,从而划分出高应力区和高冲击地压危险区域。根据震源不同分为主动CT(弹性波CT,震源位置由人工激发,位置已知)和被动CT(震动波CT,基于微震监测系统,利用煤矿开采诱发的矿震,其震源位置未知且不可控)。

#### 3.4 电磁辐射监测技术

煤岩体在载荷作用下变形破坏产生电磁辐射,是由应力作用下非均质性煤岩体中产生非均匀变速形变而引起的,电磁辐射强度和脉冲随着加载及变形速率的增加而增强,煤岩试样在发生冲击性破坏以前,电磁辐射强度一般在某个值以下,而在冲击破坏时,电磁辐射强度突然增加。依据电磁学理论和实验室试验,得出煤体变形破坏电磁辐射与煤体的应力状态存在的耦合关系,建立了电磁辐射监测冲击危险评价和分级预测预报的技术<sup>[19-20]</sup>。

#### 3.5 电荷监测技术

煤岩变形破坏过程的电荷感应信号是煤岩微破裂导致裂隙尖端的电荷分离和摩擦作用产生的。电荷感应强度与煤岩体所受的载荷有一定的相关性,

随着载荷增加,电荷感应信号逐渐增加,在煤岩体破坏失稳时刻前后,电荷感应信号强度达到最大值,随后电荷感应信号强度减小<sup>[21-22]</sup>。煤岩电荷监测技术的理论基础是冲击地压“失稳机制”,测试的电荷感应信号越强,表明越有可能发生冲击地压。

### 3.6 地质动力区划技术

地质动力区划基于板块构造学说,根据地形地貌的基本形态和主要特征决定于地质构造形式的原理,通过对地形地貌的分析,查明区域断裂的形成与发展,确定研究区域的各级断块图(活动性断裂图)及断块间的相互作用方式;综合应用地应力测量,以断块图为计算模型,进行构造应力计算,确定构造应力场的大小和方向,为人类的工程活动提供地质环境信息和预测工程活动可能产生的地质动力效应<sup>[23]</sup>。它必须遵循板块构造学说的基本原理并结合实际工程问题来完成。

### 3.7 微震监测技术

利用微震监测系统监测煤岩体破裂信号,通过波形分析确定震源位置和能量大小,还可对微震信号深入挖掘,如矩张量反演、震动波 CT、冲击变形能等<sup>[9, 24-25]</sup>。微震法监测范围一般覆盖整个煤矿并能针对某工作面重点监测。一般,掘进时出现能量为 10 kJ 的矿震,回采时出现能量为 100 kJ 的矿震,表明具有较强的冲击危险。

### 3.8 分区分级监测预警技术

它是采用综合指数法、多因素耦合法、微震法、电磁辐射法和钻屑法等相结合,在时间上从早期冲击危险预测到即时预测,在空间上从区域预测到局部、点预测,逐级排除和确认冲击危险,划分出不同的危险区域并给出其危险程度,实现分区分级预测<sup>[26]</sup>。冲击危险程度量化分为 4 级进行预测,分别为无冲击危险、弱冲击危险、中等冲击危险和强冲击危险。根据冲击危险程度,采取相应的防治对策。

## 4 多参量综合监测预警技术应用

跃进煤矿是典型的冲击矿井,采用多参量综合监测预警技术,包括微震、钻屑、应力在线、电磁辐射等,实现对震动场和应力场的有效监测。其中,25110 工作面采深约 1 000 m,主采 2-1 煤层平均厚 11.5 m,综放开采,回采期间发生多起冲击地压。

2012 年 4 月 22 日,跃进煤矿 25110 下平巷超前工作面 34~44 m 处发生冲击地压,破坏范围为 10 m,“O”型棚约滑移 200 mm,冲击震源距离冲击位置

约 60 m,释放能量  $1.06 \times 10^7$  J。“4·22”冲击发生前的矿震分布和震动波 CT 反演得到的波速分布如图 2 所示。

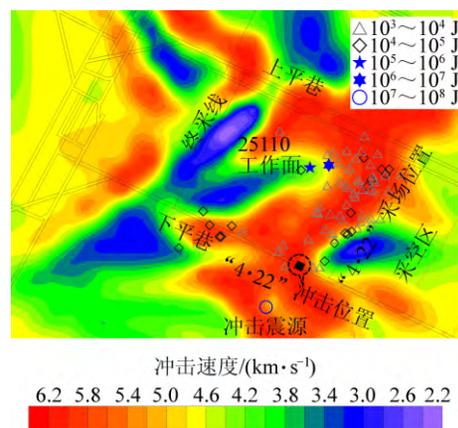


图 2 “4·22”冲击发生前的矿震分布和波速分布

Fig. 2 Distribution of mining tremors and P-wave velocity before the “4·22” rockburst

“4·22”冲击位置的波速显著高于平均波速,由波速与应力的正相关性<sup>[27-28]</sup>可知,该位置的应力集中程度较高;该位置附近发生多起大能量( $>10$  kJ)矿震,表明该位置曾频繁受到矿震动载扰动影响,该位置的极限平衡状态被逐渐打破,当 4 月 22 日  $1.06 \times 10^7$  J 能量的矿震发生时,该位置满足了动静载叠加诱冲条件而发生冲击破坏。可见利用微震和震动波 CT 对震动场和应力场进行监测,对这次冲击事件起到很好的预警效果。

下平巷超前采场段存在较大范围的高波速区,即应力集中区,为降低下平巷的应力集中程度,避免冲击地压再次发生,25110 下平巷密集实施了大直径钻孔、煤体爆破、断顶爆破、断底爆破等措施,之后并未再次发生冲击。2012 年 5 月 8 日至 6 月 7 日实施的卸压措施,该时间段的各项监测结果如图 3 所示。

卸压措施实施后,下平巷大部分高波速区变为低波速区,且高波速区对应的钻屑量较大,低波速区对应的钻屑量较小,表明大部分卸压措施的卸压效果很好,但少部分卸压效果不理想,主要位于采场超前 90 m 范围内。对比震动波 CT、钻屑、电磁辐射和应力在线监测可发现,各监测数据虽存在细微差异,但总体一致。

1) 钻屑量监测的为下平巷上帮至煤体数米范围,高波速区的钻屑量较高,低波速区的钻屑量较低,如距终采线约 80 m 处为高波速区,钻屑量为 65.2 kg/m,低波速区钻屑量为 44.8、52.9、57.8 kg/m。

2) 电磁辐射监测的为下平巷上帮至煤体内 7~22 m 高波速区的电磁辐射强度值较高,低波速区的电磁辐射强度值较低,如终采线与采场之间大部分为高波速区,对应的电磁辐射最大值之和达到 3 215 mV 终采线与上山巷道之间大部分为低波速区,对

应的电磁辐射最大值之和较小,最小为 1 322 mV。

3) 压力传感器监测的下平巷上帮至煤体内 12~18 m 工作面推进距传感器平均 125 m 时,各传感器压力值急剧升高,最大压力值位置距采场一般 90~120 m 高压力值与高波速区的对应性较好。

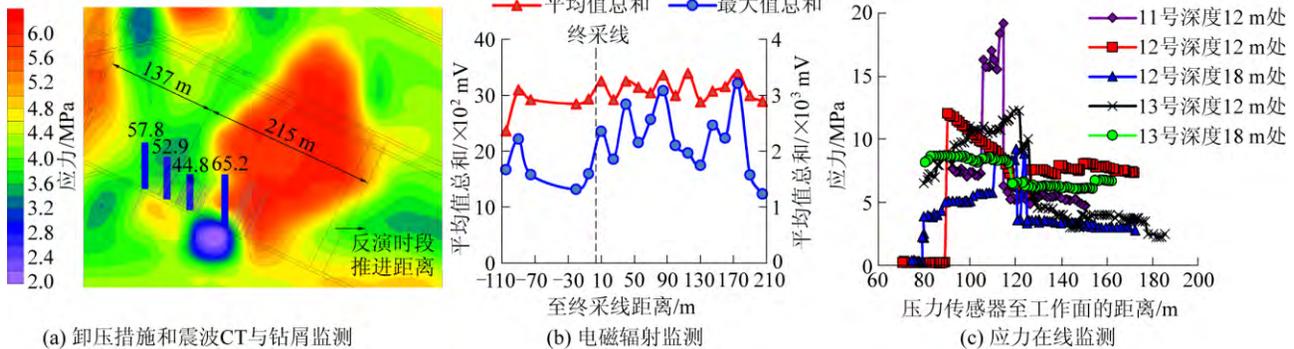


图 3 卸压措施及多参量监测预警结果

Fig. 3 Stress-relief measures and results of multiple monitoring

上述各监测方法从不同方面监测采场周边震动场和应力场,其监测范围、精度和分辨率各异,如电磁辐射、应力在线和钻屑对局部或点范围的分辨率高,但监测范围相对有限,微震和震动波 CT 可监测整个煤矿和重点工作面,但分辨率相对较低。因此,仅依靠一种监测手段难以准确确定高应力集中区及矿震扰动区,而联合各监测方法的多参量综合监测预警技术,对冲击地压能起到很好的监测预警效果。

## 5 结 论

1) 冲击地压大多发生在巷道,破坏范围一般在 90~150 m,矿震能量越大、距离巷道及采场越近,其诱冲可能性越高。

2) 冲击地压一般可分为煤柱型、坚硬顶板型、褶曲构造型和断层型,其发生机理都是静载应力集中和矿震动载扰动叠加作用的结果,冲击地压容易发生在高应力集中区和强矿震扰动区。

3) 冲击地压的监测预警主要从静载应力场和震动场两方面,单一监测方法难以实现对冲击地压的准确预警,而联合多种方法涉及震动场和应力场的多参量综合监测预警技术能显著提高冲击地压预警效果。

### 参考文献 (References):

[1] 潘俊锋,毛德兵,蓝航,等.我国煤矿冲击地压防治技术研究现状及展望[J].煤炭科学技术,2013,41(6):21-25. #1.  
Pan Junfeng, Mao Debing, Lan Han, et al. Study status and prospects of mine pressure bumping control technology in China [J].

Coal Science and Technology, 2013, 41(6): 21-25 #1.

[2] Cook N C G. A note on rockbursts considered as a problem of stability [J]. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1965, 65: 437-446.  
[3] Petukhov I M, Linkov A M. The theory of post-failure deformations and the problem of stability in rock mechanics [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 1979, 16: 57-76.  
[4] Dou Linming, Mu Zonglong, Li Zhenlei, et al. Research progress of monitoring, forecasting and prevention of rockburst in underground coal mining in China [J]. International Journal of Coal Science and Technology, 2014, 1(3): 278-288.  
[5] 龚林名, 何江, 曹安业, 等. 煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治 [J]. 煤炭学报, 2015, 40(7): 1469-1476.  
Dou Linming, He Jiang, Cao Anye, et al. Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced in coal mine [J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(7): 1469-1476.  
[6] 潘俊锋, 宁宇, 毛德兵, 等. 煤矿开采冲击地压启动理论 [J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(3): 586-596.  
Pan Junfeng, Ning Yu, Mao Debing, et al. Theory of rockburst start-up during coal mining [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(3): 586-596.  
[7] 龚林名. 煤炭深部开采中的动力灾害机理与防治基础研究: 深部煤岩动力灾害的前兆信息特征与监测预警理论 [R]. 徐州: 中国矿业大学, 2014.  
[8] 赵善坤, 李宏艳, 刘军, 等. 深部冲击危险矿井多参量预测预报及解危技术研究 [J]. 煤炭学报, 2011, 36(S2): 339-345.  
Zhao Shankun, Li Hongyan, Liu Jun, et al. The research of deep rock burst dangerous mine prediction with multi-parameter and danger rescission technology [J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(S2): 339-345.

- [9] 蔡武, 窦林名, 李振雷, 等. 微震多维信息识别与冲击矿压时空预测: 以河南义马跃进煤矿为例[J]. 地球物理学报, 2014, 57(8): 2687-2700.  
Cai Wu, Dou Linming, Li Zhenlei, et al. Microseismic multidimensional information identification and spatio-temporal forecasting of rock burst: A case study of Yima Yuejin coal mine, Henan, China [J]. Chinese Journal of Geophysics, 2014, 57(8): 2687-2700.
- [10] 窦林名, 陆菜平, 牟宗龙, 等. 冲击矿压的强度弱化减冲理论及其应用[J]. 煤炭学报, 2005, 40(6): 690-694.  
Dou Linming, Lu Caiping, Mu Zonglong, et al. Intensity weakening theory for rockburst and its application [J]. Journal of China Coal Society, 2005, 40(6): 690-694.
- [11] 高明仕, 窦林名, 张农, 等. 冲击矿压巷道围岩控制的强弱力学模型及其应用分析[J]. 岩土力学, 2008, 29(2): 359-364.  
Gao Mingshi, Dou Linming, Zhang Nong, et al. Strong-soft-strong mechanical model for controlling roadway surrounding rock subjected to rock burst and its application [J]. Rock and Soil Mechanics, 2008, 29(2): 359-364.
- [12] He Hu, Dou Linming, Fan Jun, et al. Deep-hole directional fracturing of thick hard roof for rockburst prevention [J]. Tunneling and Underground Space Technology, 2012, 32: 34-43
- [13] 姜福兴, 曲效成, 于正兴, 等. 冲击地压实时监测预警技术及发展趋势[J]. 煤炭科学技术, 2011, 39(2): 59-64.  
Jiang Fuxing, Qu Xiaocheng, Yu Zhengxing, et al. Real time monitoring and measuring early warning technology and development of mine pressure bumping [J]. Coal Science and Technology, 2011, 39(2): 59-64.
- [14] 姜福兴, 冯宇, 刘晔, 等. 采场回采前冲击危险性动态评估方法研究[J]. 岩土力学与工程学报, 2014, 33(10): 2101-2106.  
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): 2101-2106.
- [15] 王进强, 姜福兴, 吕文生, 等. 冲击危险性及其实时预警云图技术[J]. 北京科技大学学报, 2013, 35(1): 21-26.  
Wang Jinqiang, Jiang Fuxing, Lyu Wensheng, et al. Rock burst risk and its real-time warning cloud picture technique [J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2013, 35(1): 21-26.
- [16] Dou Linming, Chen Tongjun, Gong Siyuan, et al. Rockburst hazard determination by using computed tomography technology in deep workplace [J]. Safety Science, 2011, 50(4): 736-740.
- [17] 窦林名, 蔡武, 巩思园, 等. 冲击危险性动态预测的震动波CT技术研究[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 238-244.  
Dou Linming, Cai Wu, Gong Siyuan, et al. Dynamic risk assessment of rock burst based on the technology of seismic computed tomography detection [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 238-244.
- [18] Cai W, Dou L M, Gong S Y, et al. Quantitative analysis of seismic velocity tomography in rock burst hazard assessment [J]. Natural Hazards, 2015, 75(3): 2453-2465.
- [19] 窦林名, 何学秋, 王恩元. 冲击矿压预测的电磁辐射技术及应用[J]. 煤炭学报, 2004, 29(4): 396-399.  
Dou Linming, He Xueqiu, Wang Enyuan. Electromagnetic emission technique of monitoring rock burst and its application [J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(4): 396-399.
- [20] 王恩元, 刘晓斐, 李忠辉, 等. 电磁辐射技术在煤岩动力灾害监测预警中的应用[J]. 辽宁工程技术大学学报: 自然科学版, 2012, 31(5): 642-645.  
Wang Enyuan, Liu Xiaofei, Li Zhonghui, et al. Application of electromagnetic radiation technology in monitoring and warning on coal and rock dynamic disasters [J]. Journal of Liaoning Technical University: Natural Science, 2012, 31(5): 642-645.
- [21] 潘一山, 赵扬锋, 李国臻. 冲击地压预测的电荷感应技术及其应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 30(S2): 3988-3993.  
Pan Yishan, Zhao Yangfeng, Li Guozhen. Charge-induced technique of rockburst prediction and its application [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 30(S2): 3988-3993.
- [22] 潘一山, 罗浩, 赵扬锋. 电荷感应监测技术在矿山动力灾害中的应用[J]. 煤炭科学技术, 2013, 41(9): 29-33, 78.  
Pan Yishan, Luo Hao, Zhao Yangfeng. Application of charge induction monitoring technology of mine dynamic disasters [J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(9): 29-33, 78.
- [23] 温彦良. 地质动力区划和分形理论在煤与瓦斯突出区域预测中的应用[D]. 阜新: 辽宁工程技术大学, 2004.
- [24] 姜福兴, 杨淑华, 成云海, 等. 煤矿冲击地压的微地震监测研究[J]. 地球物理学报, 2006, 49(5): 1511-1516.  
Jiang Fuxing, Yang Shuhua, Cheng Yunhai, et al. A study on microseismic monitoring of rock burst in coal mine [J]. Chinese Journal of Geophysics, 2006, 49(5): 1511-1516.
- [25] Cai Wu, Dou Linming, Gong Siyuan, et al. Quantitative analysis of seismic velocity tomography in rock burst hazard assessment [J]. Natural Hazards, 2015, 75(3): 2453-2465.
- [26] 窦林名, 何学秋. 煤矿冲击矿压的分级预测研究[J]. 中国矿业大学学报, 2007, 36(6): 717-722.  
Dou Linming, He Xueqiu. Technique of classification forecasting rock burst in coal mines [J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2007, 36(6): 717-722.
- [27] 巩思园, 窦林名, 徐晓菊, 等. 冲击倾向煤岩纵波波速与应力关系试验研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(1): 67-71.  
Gong Siyuan, Dou Linming, Xu Xiaojie, et al. Experimental study on the correlation between stress and P-wave velocity for burst tendency coal-rock samples [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2012, 29(1): 67-71.
- [28] 巩思园, 窦林名, 何江, 等. 深部冲击倾向煤岩循环加卸载的纵波波速与应力关系试验研究[J]. 岩土力学, 2012, 33(1): 41-47.  
Gong Siyuan, Dou Linming, He Jiang, et al. Study of correlation between stress and longitudinal wave velocity for deep burst tendency coal and rock samples in uniaxial cyclic loading and unloading experiment [J]. Rock and Soil Mechanics, 2012, 33(1): 41-47.

# 17 煤矿冲击矿压动静载的“应力场—震动波场” 监测预警技术

窦林名<sup>1</sup>, 姜耀东<sup>2</sup>, 曹安业<sup>1</sup>, 刘海顺<sup>3</sup>, 巩思园<sup>4</sup>, 蔡武<sup>4</sup>, 朱广安<sup>1</sup>

(1. 中国矿业大学 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 北京 100083;  
3. 中国矿业大学 理学院, 江苏 徐州 221116; 4. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116)

**摘要:** 为提高煤矿冲击矿压监测预警的针对性与准确性, 基于煤岩破坏的不同裂隙发展阶段与微震、应力、声电等参量响应的关系, 建立煤岩冲击破坏的多信息归一化预警力学模型, 并将冲击矿压危险分为无、弱、中等与强 4 个等级。提出动静载叠加诱发冲击矿压的原理, 结合弹性波 CT 成像技术与煤岩震动的微震采集, 提出定期反演空间应力场(静载)的“震动波 CT”预警方法, 选取震动波波速异常和波速梯度异常作为预警指标; 基于微震监测, 分别构建了时间与空间序列的冲击变形能指数, 提出短临预测时空震动场(动载)的“冲击变形能”预警方法; 以此, 形成了基于时空架构的冲击矿压“应力场—震动波场”综合监测预警技术。该技术在义马矿区和太屯矿区等开展工程应用, 实现了冲击矿压危险的时间与空间、定期与短临相结合的分期分级预警, 综合预测准确率达到 80% 以上。

**关键词:** 采矿工程; 冲击矿压; 应力场—震动波场; 震动波 CT; 冲击变形能; 监测预警

**中图分类号:** TD 324

**文献标识码:** A

**文章编号:** 1000-6915(2017)04-0803-09

## Monitoring and pre-warning of rockburst hazard with technology of stress field and wave field in underground coalmines

DOU Linming<sup>1</sup>, JIANG Yaodong<sup>2</sup>, CAO Anye<sup>1</sup>, LIU Haishun<sup>3</sup>, GONG Siyuan<sup>4</sup>, CAI Wu<sup>4</sup>, ZHU Guang'an<sup>1</sup>

(1. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 2. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Beijing 100083, China; 3. School of Science, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 4. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

**Abstract:** In this paper, a method of multi-parameter comprehensive evaluation to increase the accuracy of rock burst monitoring and pre-warning was established based on the relationships among the micro seismic parameters, stress, acoustic emission, etc. The degree of coal-rock mass deformation and fracture under loading and the parameters during the failure process were normalized. Based on the uniform risk evaluation criterion of rock burst, the rock burst risk was classified into four grades: none, weak, moderate and strong. The rock burst energy and stress conditions under the combined dynamic and static loading were theoretically analyzed, and a theory of rock burst due to the combined dynamic and static load was put forward. With the seismic computed tomography

**收稿日期:** 2016-07-07; **修回日期:** 2016-11-21

**基金项目:** 国家重点研发计划(2016YFC0801403); 江苏省重点研发计划(BE2015040); 国家自然科学基金面上项目(51674253)

Supported by the State Key Research Development Program of China(Grant No. 2016YFC0801403), Key Research Development Program of Jiangsu Province(Grant No. BE2015040) and National Natural Science Foundation of China(Grant No. 51674253)

**作者简介:** 窦林名(1963-), 男, 1983年毕业于西安矿业学院采矿系采矿工程专业, 现任中国矿业大学教授、博士生导师, 主要从事矿山压力、冲击矿压、采矿地球物理等方面的教学与研究工作。E-mail: lmdou@126.com

**DOI:** 10.13722/j.cnki.jrme.2016.0756

and mining-induced seismic data , the passive velocity tomography was proposed to describe the static stress field and to assess the rock burst risk quantitatively and regularly. The indexes of velocity anomaly and velocity gradient anomaly were constructed. Meanwhile , the bursting strain energy index was used for the short-term spatial-temporal monitoring of dynamic wave field and for the pre-warning of rock burst based on the seismic monitoring. The status of dynamic stress field and levels of rock burst risk can be quantitatively and rapidly analyzed in short time. The rock burst pre-warning technology of “ stress field and wave field ” was thus constructed. The pre-warning technology was applied in the mining areas of Yima and Datun and the comprehensive prediction accuracy reached more than 80%.

**Key words :** mining engineering ; rockburst ; stress field and wave field ; passive velocity tomography technology ; bursting strain energy ; monitoring and pre-warning

## 1 引言

冲击矿压是煤矿开采空间周围煤岩体突然破坏,并释放大量能量的一种强烈动力显现,是煤矿破坏性最为严重的动力灾害之一,易造成重大人员伤亡<sup>[1]</sup>。近年来由于我国煤矿大规模、高强度开采,冲击矿压灾害已成为制约煤矿安全高效生产的主要灾害形式之一。据统计,截止 2015 年底,我国煤矿冲击矿压矿井已达 177 对,遍布主要产煤区<sup>[2-3]</sup>。2004~2014 年间,我国因冲击矿压导致的重大伤亡事故多达 35 起,造成 300 余人死亡,上千人受伤<sup>[4]</sup>。由于冲击矿压发生条件复杂,监测设备和预警模式繁杂多样,难以形成体系,使得矿井实际防冲效能事倍功半,缺乏针对性。

目前,煤矿冲击矿压的监测方法与技术主要有钻屑监测、围岩压力与变形监测、煤层应力监测、电磁辐射监测<sup>[5-7]</sup>、声发射(地音)监测、电荷监测、震动监测、震动波主被动 CT 反演技术等<sup>[8-16]</sup>。实验室也积极探索了电荷法、电阻率法、地质雷达法等地球物理方法研究与煤岩变形破坏的耦合关系,但现场尚未使用<sup>[17-22]</sup>。上述方法对煤矿冲击矿压监测预警起到了积极的指导作用。单一指标的监测预警方法取得了许多研究成果,然而采用单一指标也存在着一些不可避免的难题。每种监测方法仅反映某一方面的特征且大多方法仅能监测而不能预警,如钻屑法为点监测,可用于检验和预警,地音法和电磁辐射法为局部监测不能预警;其次,监测指标单一,无法有效反映冲击前兆信息,如钻屑法对浅部和硬煤的冲击前兆不敏感,采取卸压措施后指标值的差异性较大;再次,缺乏反映前兆信息的敏感指标和判别准则,如微震法,虽然微震监测系统设备引进的早,也做了许多研究工作,但未形成监测预

警体系、多为事后记录无法预测等;而且,监测方法众多产生多种监测参数,但未形成统一的危险预测准则和危险分级。可见,目前的冲击危险监测预警方法众多,但针对性差,不能起到良好的监测预警效果。

本文依据深部煤岩结构的变形失稳过程与微震等前兆信息特征参数的相互关系,构建相应的冲击危险判别准则,基于动静载叠加诱发冲击矿压原理,提出了定期反演空间“静态应力场”的“震动波 CT”预警方法,及短临预测时空“震动场”的“冲击变形能”预警方法,形成了深部冲击矿压动静载的“应力场-震动波场”综合监测与预警技术。现场监测煤岩动力灾害孕育、演化和诱发过程中的异常特征和前兆信息,并进行验证与优化,实现煤岩冲击动力灾害危险性特征信息的不间断连续监测和分期分级预警。

## 2 冲击矿压危险的监测预警力学基础

如图 1 所示,煤岩体受载变形破坏经历 4 个阶段:裂隙闭合(OA)、弹性变形(AB)、裂隙发展(BC)

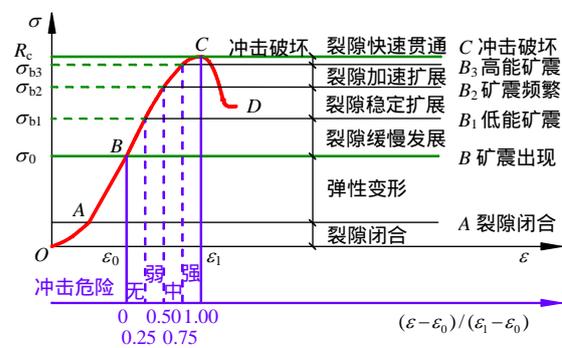


图 1 典型煤岩变形破坏过程应力-应变曲线

Fig.1 Stress-strain curve of coal-rock specimens during the deformation-failure process

和冲击破坏(CD)。在裂隙闭合和弹性变形阶段(OB),煤岩体没有损伤破坏,无新裂隙产生,该阶段无矿震产生;BC阶段可分为裂隙缓慢发展、稳定扩展、加速扩展和快速贯通,分别对应应力水平为 $(\sigma_0, \sigma_{b1}), (\sigma_{b1}, \sigma_{b2}), (\sigma_{b2}, \sigma_{b3}), (\sigma_{b3}, R_c)$ ,该阶段已可产生矿震,随裂隙扩展速度增加,矿震频次和能量都提高;超过抗压强度后,煤岩体中裂隙贯通,出现宏观大裂隙,失稳破坏。

因此,针对煤岩体受载变形破坏过程中的力学响应,根据BC阶段受载及对应的应变大小,建立相应的煤岩体破坏危险性的监测预警准则:

$$0 \leq W_\varepsilon(t) = \frac{\varepsilon(t) - \varepsilon^0}{\varepsilon_1 - \varepsilon^0} \leq 1 \quad (\varepsilon(t) \in [\varepsilon^0, \varepsilon_1]) \quad (1)$$

式中: $\varepsilon(t)$ 为煤岩体在当前状态时刻的应变值, $\varepsilon^0$ 为煤岩体开始出现微破裂时的初始应变值, $\varepsilon_1$ 为煤岩体最终破坏时的应变值。该冲击矿压危险判别准则的建立,为实现煤岩体冲击动力灾害的监测预警提供了依据。

同时,煤岩体在变形破坏过程中,伴随着多源物理信息的变化,如应力、变形、微震、声发射、电磁辐射、温度等。S. T. Gu等<sup>[5-8]</sup>研究表明,煤岩变形破坏的 $\varepsilon(t)$ , $w(t)$ 与微震、声发射、电磁辐射的特征值成正比。同样可采用式(1)的方式进行无量纲化处理,见下式:

$$0 \leq W_n(t) = \frac{N(t) - N_0}{N_1 - N_0} \leq 1 \quad (N(t) \in [N_0, N_1]) \quad (2)$$

式中: $N_1$ 为临界值, $N_0$ 为初始值。式(2)即为采用微震、声发射、电磁辐射等方法进行冲击矿压监测预警的判别准则。

### 3 冲击矿压动静载的“应力场-震动波场”监测预警指标方法

#### 3.1 动静载叠加诱发冲击矿压原理

研究表明,采掘围岩静载荷与矿震诱发动载荷叠加,超过煤岩体冲击破坏的临界载荷时,煤岩体动态破坏,造成冲击矿压动力显现,如图2<sup>[23-24]</sup>所示。因此,冲击矿压的发生需要满足如下条件:

$$\sigma_j + \sigma_d \geq \sigma_{bmin} \quad (3)$$

式中: $\sigma_j$ 为煤岩体中的静载荷, $\sigma_d$ 为矿震诱发的动载荷, $\sigma_{bmin}$ 为诱发冲击矿压的临界应力。

#### 3.2 “应力场”的震动波CT空间预警方法

将弹性波CT成像技术和微震实时监测相结合,

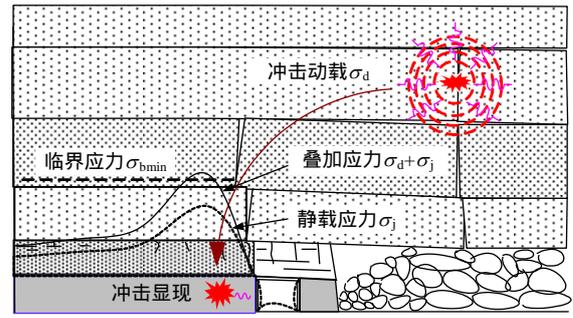


图2 动静载叠加诱发冲击矿压原理<sup>[23-24]</sup>

Fig.2 Principle of dynamic and static combined load inducing rock burst in coal mining<sup>[23-24]</sup>

是冲击矿压危险评价预警的最新发展方向。论文从静载的角度出发,提出了冲击矿压“应力场”(静载)的震动波CT空间预警方法,该方法就是通过反演采掘区域内波速大小,进而反映应力分布状态。其理论基础在于,岩石在应力作用下所引起的震动波波速的改变。震动波传播通过工作面煤岩体时,煤岩体上所受的应力越高,震动传播的速度就越快<sup>[10]</sup>。

根据微震监测台站与矿震震源之间的距离 $L$ 和台站接收到的初至传播时间 $T$ 来反演区域内的波速分布 $V(x, y, z)$ 或慢度 $S(x, y, z) = 1/V(x, y, z)$ 。假设第 $i$ 个震动波的传播路径为 $L_i$ ,其传播时间为 $T_i$ ,具体关系<sup>[10, 12-16]</sup>可表示为

$$V(x, y, z) = \frac{L}{T} \rightarrow V(x, y, z)T = L \quad (4)$$

$$T_i = \int_{L_i} \frac{dL}{V(x, y, z)} = \int_{L_i} S(x, y, z)dL \quad (5)$$

$$T_i = \sum_{j=1}^m d_{ij}S_j \quad (i=1, \dots, n) \quad (6)$$

式中: $T_i$ 为震动波传播时间(s); $L_i$ 为第 $i$ 条震动波射线路径; $V(x, y, z)$ 为震动波传播速度(m/s); $S(x, y, z) = 1/V(x, y, z)$ 为慢度(s/m); $d_{ij}$ , $S_j$ 分别为第 $i$ 条震动波射线穿过第 $j$ 个网格的路径长度和慢度; $n$ 为射线总数; $m$ 为网格数量。

利用上述方法,可反演出分析区域内震动波速的分布图像,从而划分高应力区和高冲击危险区域。图3为矿震震动波速度层析成像技术探测示意图。研究表明,高应力或高应力集中区域,相对其他区域将出现震动波波速、波速梯度的正异常。因此,进一步构建了以P波波速异常与波速梯度异常为主的冲击危险预警指标<sup>[10]</sup>,见下式:

$$A_{n1} = \frac{V_p - V_p^a}{V_p^a} \quad (7a)$$

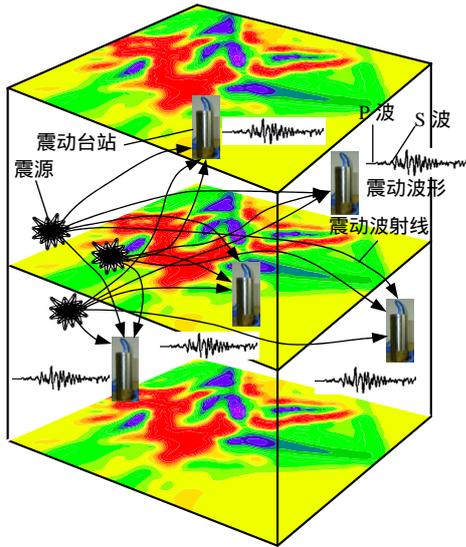


图3 矿震震动波速度 CT 成像技术探测示意图

Fig.3 Passive velocity tomography for detecting rock burst zone

$$A_{n2} = \frac{VG - VG^a}{VG^a} \quad (7b)$$

式中： $V_p$ ， $VG$  分别为区域内某点 P 波波速值与波速梯度值； $V_p^a$ ， $VG^a$  分别为模型波速平均值与波速梯度平均值。同时，给出了各指标的判别准则，如表 1，2 所示。

表 1 波速正异常与应力集中程度关系表

Table 1 Relation between positive anomalies of wave speed and stress concentration

冲击危险指标	应力集中特征	波速正异常 $A_n$ /%	应力集中概率
0	无	< 5	< 0.2
1	弱	5 ~ 15	0.2 ~ 0.6
2	中等	15 ~ 25	0.6 ~ 1.4
3	强	> 25	> 1.4

表 2  $VG$  异常变化与冲击矿压危险之间的关系

Table 2 Relation between  $VG$  values and rock burst risk

冲击危险指标	冲击危险性	$VG$ 异常 $A_n$ /%
0	无	< 5
1	弱	5 ~ 15
2	中等	15 ~ 25
3	强	> 25

需要注意的是，矿震震动波 CT 的预警效果取决于微震台网的优化布置、波速模型的建立、迭代算法的选择、反演数据的筛选及反演可信区的识别等。同时，考虑到震动波波速与波速梯度反演过程需要一定数量的矿震事件以满足反演区域的震动波射线覆盖密度，“应力场”震动波 CT 空间预警的时

效性以一周至半个月的周期为宜。

### 3.3 “震动波场”的冲击变形能时空监测预警

在震动波 CT 定期空间预警的基础上，为进一步提高冲击危险性与危险区域动态评价的时效性，从动载的角度出发，提出了冲击矿压“震动波场”（动载）的冲击变形能短临时空监测预警方法。

基于图 1 中煤岩破裂应力-应变曲线，提出了时间序列的冲击变形能预警指标  $W_\varepsilon$ ，从时间上对当前冲击矿压危险进行预警，指标构建如下<sup>[14]</sup>：

$$W_\varepsilon = \frac{E_{ct} - E_0}{E_{cl} - E_0} \quad (8a)$$

$$E_{ct} = \sum_{i=1}^N \sqrt{E_i} \quad (8b)$$

式中： $N$  为上一次宏观破裂之后矿震事件总数； $E_i$  为上一次宏观破裂之后第  $i$  次矿震事件所释放的能量； $E_{ct}$  为冲击变形能的当前值； $E_{cl}$  为冲击变形能的临界值； $E_0$  为冲击变形能的初始值，其默认设置为 0。 $W_\varepsilon = 0 \sim 1$ ，且当  $W_\varepsilon$  分别处于 < 0.25，0.25 ~ 0.50，0.50 ~ 0.75，> 0.75 时，对应冲击危险等级分别为无、弱、中等与强。

传统的矿震活动分布图是在矿震发生的位置采用不同符号表示不同能量级别来描述。该类图像形象直观，便于主观定性分析，所以一直被学者们采用，但无法适用于定量分析比较。因此，进一步构建了空间域的冲击变形能指数  $\varepsilon_E$ ，以定量分析采掘过程中的矿震能量聚散程度与冲击危险区域， $\varepsilon_E$  值越大，冲击危险等级越高。其值定义为单位面积、单位时间内的应变能量总和，同时为了使结果更为精细化，对最终结果进行对数处理，即

$$\varepsilon_E = \lg \left( \frac{\sum \sqrt{E_i}}{ST} \right) \quad (9)$$

式中： $E_i$  为落入统计区域内第  $i$  个矿震的能量(J)， $S$  为统计区域面积( $m^2$ )， $T$  为统计时间(d)。

因此，通过构建静载“应力场”的震动波 CT 空间预警指标与动载“震动波场”的冲击变形能时空监测预警方法，形成基于时空架构的冲击矿压“应力场-震动波场”监测预警技术。

## 4 冲击矿压危险的“应力场-震动波场”监测预警实践

### 4.1 跃进煤矿工程应用

河南义马跃进煤矿是典型的冲击矿压矿井，采

用了以微震为主的多参量综合监测预警技术,实现对震动场和应力场的有效监测。其中,25110 工作面采深约 1 000 m,为 25 采区东翼第一个综放工作面,主采 2-1 煤,煤厚平均 11.5 m,平均倾角 13 倾,煤层上方依次为 18 m 泥岩直接顶、1.5 m 厚 1-2 煤、4 m 泥岩和 190 m 巨厚砂岩老顶,下方依次为 4 m 泥岩直接底和 26 m 砂岩老底。25110 工作面回采期间发生多起冲击矿压显现。

#### 4.1.1 震动波 CT 监测预警

选取 2012 年 5 月 8 日~2012 年 6 月 7 日时间段 25110 工作面煤层平均标高 -400 m 水平切片的波速异常系数  $A_n$  和波速梯度变化系数  $VG$  等值线云图作为 25110 工作面的探测评价结果,如图 4,5 所示。

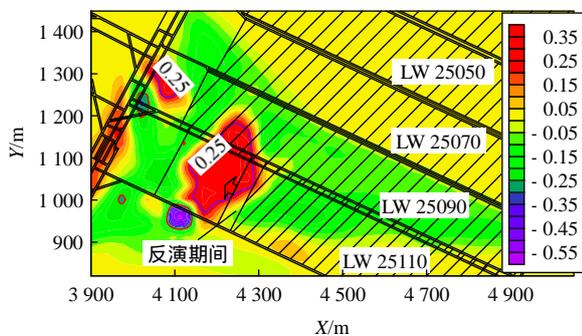


图 4 波速异常系数计算结果

Fig.4 Velocity anomaly from results of inverse calculation

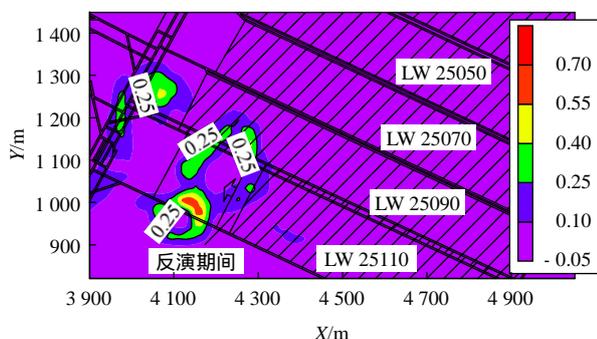


图 5 波速梯度变化系数计算结果

Fig.5 Velocity gradient anomaly from results of inverse calculation

根据波速正负异常变化与应力集中程度及弱化程度之间的关系,划分出 2 个强应力集中区域,以及 3 个强弱化区域。由图 4 可知,高应力集中区域主要位于工作面超前 100 m 范围内,该区域受超前支承压力影响,为冲击矿压频发区域;及 25090 工作面停采线遗留煤柱区域,受 25110 工作面超前支承压力将与该区域侧向支承压力叠加影响,该区域的冲击危险性将更为显著。

另外,根据波速梯度变化与冲击危险之间的关系,划分出 5 个强冲击危险区域,分别为实体煤向采空区过渡的区域和实施卸压措施后形成的破碎带,如图 5 所示。

#### 4.1.2 冲击变形能时空预警

实例预警首先选取跃进煤矿 25110 工作面回采过二次见方及断层危险区期间(2011 年 5 月 1 日~2011 年 10 月 1 日)的微震监测数据,总共得到 25110 工作面微震事件 757 个。另外,期间共发生有记录的冲击矿压显现 4 次,当中包括一次工作面透水事件。绘制时间序列的冲击变形能指数曲线,如图 6 所示。实例表明,从时间上看,现场强矿震和冲击显现与冲击变形能预警指标对应较好,预测效能较高。11 次强矿震(冲击)有 2 次因为在时序上距离前一次强矿震发生时间太短而难以预警,其他 9 次均可以及时预警,预警率达到 82%。

其次,利用冲击变形能指数  $\varepsilon_E$  进行冲击矿压危险的空间预测,图 7 为 2012 年 5 月 8 日~2012 年 6 月 7 日时间段的冲击变形能空间分布云图,图中符号表示用于计算冲击变形能指数的矿震事件。由图 7 可见,空间上大部分强矿震或者冲击危险区位于冲击变形能预警的强冲击危险区域。

综上所述,采用冲击变形能指数进行冲击矿压的短临时空预警效果良好。

对比图 4,5 和 7 可以发现,冲击变形能云图和震动波 CT 探测结果相似,都可作为冲击矿压的监测、预警方法,且两者互补。

## 4.2 徐庄煤矿工程应用

以大屯徐庄煤矿 7332 工作面过下山煤柱期间动力显现的实时预测为例进行分析。7332 综放面位于矿井东北部,工作面平均埋深 -577.5 m,走向长 1 173~1 190 m,倾向长 100~210 m。7332 工作面位于 II(3)采区,北部为未开采区域,南部为 7235,7222,7223 采空区,西部为 II(1)采区辅助上山,东部为 II(3)采区上山。7332 工作面平面布置如图 8 所示。7332 工作面与 7222 工作面之间的区段煤柱宽度约为 7 m,7332 工作面与 7235 工作面之间的区段煤柱宽度约为 25 m。2015 年 4 月 14 日 19 时 21 分 7332 工作面正常回采,此时工作面出煤柱 60 m 左右,割煤 1 刀后回风巷发生冲击显现,超前工作面 15~88 m 受到冲击影响,如图 8 所示。

#### 4.2.1 震动波 CT 监测预警

7332 工作面回采经过下山煤柱后期(2015 年 3 月

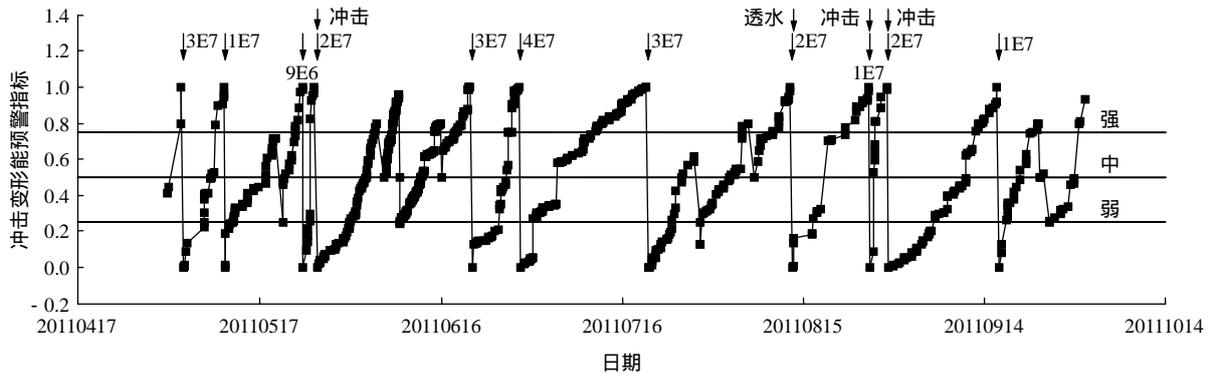


图 6 冲击变形能指数时序预警

Fig.6 Time curve the bursting strain energy index

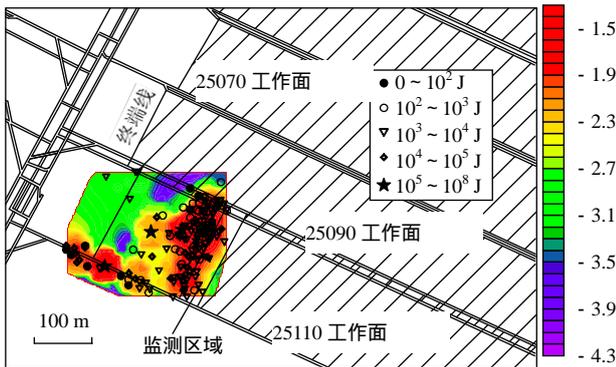


图 7 冲击变形能指数空间预警(20120508 ~ 20120607)

Fig.7 Spatial distribution of the bursting strain energy index (20120508 ~ 20120607)

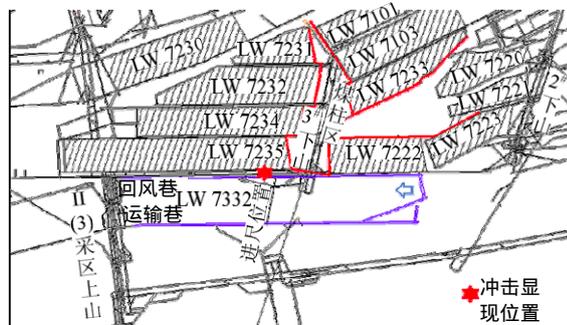
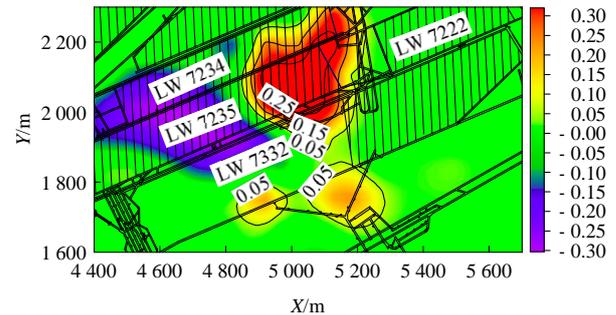


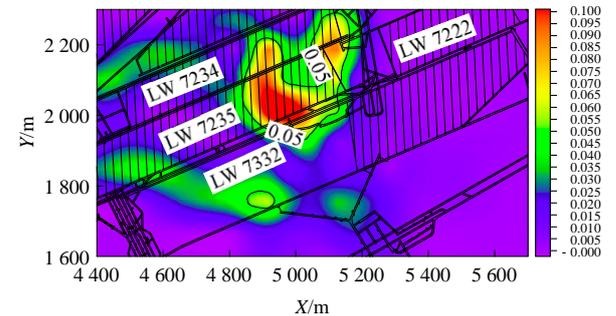
图 8 7332 工作面概况及冲击显现位置

Fig.8 Gateway layout and rock burst distribution in LW7332 mining

1 日 ~ 2015 年 3 月 16 日)时, 选取符合条件的微震事件进行震动波 CT 反演, 波速异常、波速梯度异常分布如图 9 所示。由图 9 可见, 反演结果显示 7332 工作面波速正异常、波速梯度异常区域主要分布在 7235 采空区、下山煤柱区域及工作面超前范围回风巷侧。下山煤柱区波速正异常系数、波速梯度异常系数最大值分别为 0.25, 0.05。工作面超前范围回风巷侧波速正异常系数、波速梯度异常系数最大分别达到 0.25, 0.05。表明随着 7332 工作面的推



(a) 波速异常变化



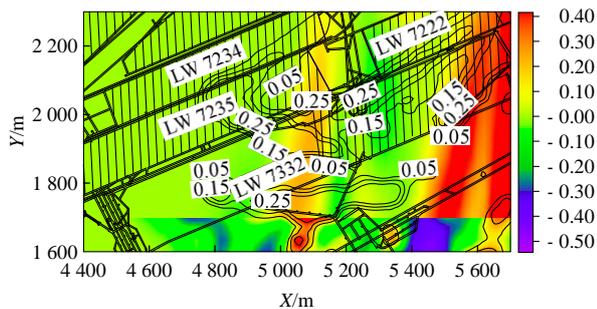
(b) 波速梯度变化

图 9 波速异常、波速梯度异常变化分布(20150301 ~ 20150316)

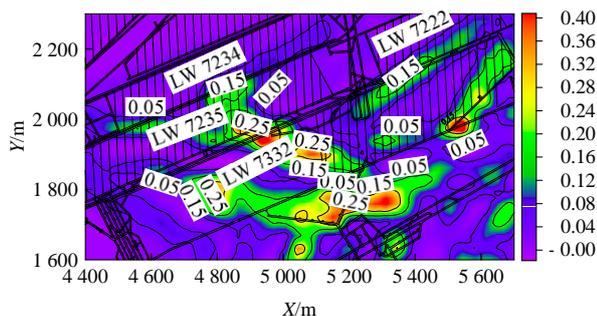
Fig.9 Contour plot of anomalies of wave speed and VG Value (20150301 ~ 20150316)

进, 下一阶段下山煤柱区域应力集中程度处于中等冲击危险状态, 工作面超前范围回风巷侧应力集中程度处于中等冲击危险状态。

7332 工作面回采出下山煤柱期间(2015 年 3 月 16 日 ~ 2015 年 4 月 10 日), 反演结果如图 10 所示。由图 10 可见, 随着 7332 工作面逐渐推出下山煤柱区, 工作面波速正异常、波速梯度异常区域主要分布在 7235 采空区、工作面超前范围回风巷侧。工作面超前范围回风巷侧波速正异常系数、波速梯度异常系数最大分别为 0.25, 0.40。与前一阶段反演



(a) 波速异常变化



(b) 波速梯度变化

图 10 波速异常、波速梯度异常变化分布(20150316 ~ 20150410)

Fig.10 Contour plot of anomalies of wave speed and VG (20150316 ~ 20150410)

结果相比，高波速区范围明显扩大，冲击危险等级增加至中等及强冲击危险状态。表明 7332 工作面出下山煤柱期间，受下山煤柱边缘应力集中、7235 采空区与工作面超前支承压力影响，25 m 宽区段煤柱应力集中程度较高，工作面回风巷处于中等偏强冲击危险状态。

#### 4.2.2 冲击变形能时空预警

2015 年 3 月 16 日至 4 月 14 日期间，7332 工作面从煤柱边缘到远离下山煤柱 60 m，冲击变形能指数时序变化趋势如图 11 所示，工作面冲击变形能空间演化如图 12 所示。

由图 11 可知，2015 年 3 月 16 日 ~ 2015 年 4

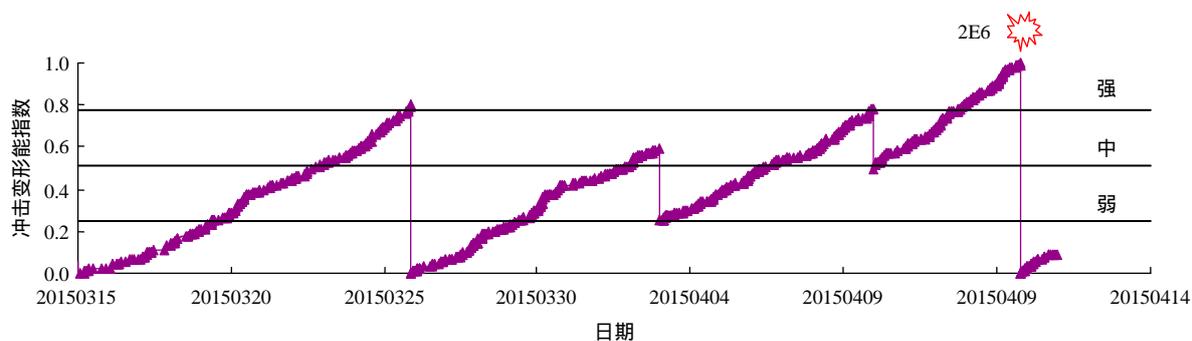


图 11 远离煤柱期间冲击变形能指数变化曲线

Fig.11 Curve of bursting strain energy when the coal face is far away from coal pillar

月 14 日期间工作面整体冲击危险程度由弱冲击逐渐上升到强冲击。由图 12 可知，2015 年 3 月 16 日至 4 月 14 日工作面远离下山煤柱期间，7332 工作面回风巷超前范围内积聚的弹性能进一步升高，能量聚集区域面积也进一步扩大，表明在工作面超前支承压力、7235 采空区侧向压力作用下，回风巷侧应力集中程度较高，积聚大量能量，受采动扰动，7332、7235 工作面之间宽度为 25 m 的区段煤柱易发生失稳冲击。受下山煤柱侧的支承作用，7332 工作面煤柱侧老顶难以垮落，回风巷超前应力集中程度更高。同时，4 月 14 日冲击显现区域也位于该区域。

## 5 结论

(1) 建立煤岩冲击破坏的多信息归一化预警力学模型。根据其于煤岩体失稳破坏过程中的微震等多源信息的相关性，建立了冲击矿压危险归一化判别准则，将冲击矿压危险程度分无、弱、中等、强 4 个等级进行监测预警。

(2) 提出了动静载叠加诱发冲击矿压的原理，冲击矿压监测预警应从静载与动载 2 个方面进行。因此，提出了定期反演空间应力场(静载)的“震动波 CT”预警方法与短临预测时空震动场(动载)的“冲击变形能”预警方法。应力场反演选取震动波波速异常和波速梯度异常作为预警指标，震动波场反演则分别构建了时间与空间序列的冲击变形能指数。

(3) 基于时空架构的冲击矿压“应力场-震动波场”综合预警技术的提出，从时序上定量描述监测区域的冲击危险状态，空间上定量反映监测时段内的冲击危险区域及其危险等级。义马跃进、大屯徐庄等工程应用表明，强矿震或冲击事件大多位于

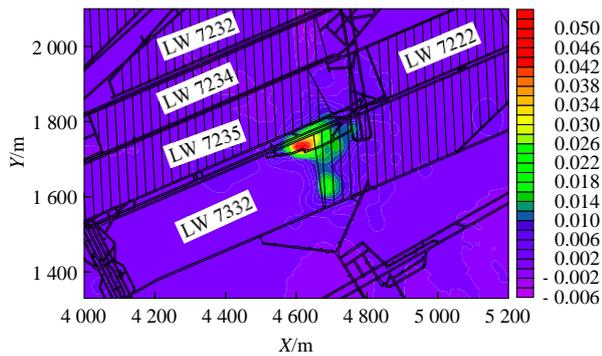


图 12 远离煤柱期间冲击变形能分布(单位： $1/(m^2 \cdot d)$ )  
Fig.12 Spatial distribution of bursting strain energy when the coal face is far away from coal pillar(unit： $1/(m^2 \cdot d)$ )

预警的冲击危险区域内，能够实现冲击危险的时间与空间、定期与短临相结合的分期分级预警，预警效能较高，综合预警准确率达到 80% 以上。

### 参考文献(References)：

[1] 窦林名,赵从国,杨思光,等. 煤矿开采冲击矿压灾害防治[M]. 中国矿业大学出版社, 2006: 1-3.(DOU Linming, ZHAO Congguo, YANG Siguang, et al. Prevention and control of rock burst in coal mine[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2006: 1-3.(in Chinese))

[2] DOU L M, MU Z L, LI Z L, et al. Research progress of monitoring, forecasting, and prevention of rockburst in underground coal mining in China[J]. International Journal of Coal Science and Technology, 2014, 1(3): 278-288.

[3] 姜耀东,赵毅鑫. 我国煤矿冲击地压的研究现状: 机制、预警与控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(11): 2188-2204.(JIANG Yaodong, ZHAO Yixin. State of the art: Investigation on mechanism, forecast and control of coal burmps in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(11): 2188-2204.(in Chinese))

[4] 王涛,王翌华,刘华博,等. 冲击地压后瓦斯异常涌出条件及致灾原因分析[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 371-376.(WANG Tao, WANG Zhaohua, LIU Huabo, et al. Discussion about the mechanism of gas diaster induced by coal bump[J]. Journal of China Society, 2014, 39(2): 371-376.(in Chinese))

[5] GU S T, WANG C Q, JIANG B Y, et al. Field test of rock burst danger based on drilling pulverized coal parameters[J]. Disaster Advance, 2012, 5(4): 237-240.

[6] 刘金海,翟明华,郭信山,等. 震动场、应力场联合监测冲地压的

理论与应用[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 353-363.(LIU Jinhai, ZHAI Minghua, GUO Xinshan, et al. Theory of coal burst monitoring using technology of vibration field combined with stress field and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 353-363.(in Chinese))

[7] 曲效成,姜福兴,于正兴,等. 基于当量钻屑法的冲击地压监测预警技术研究及应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(11): 2346-2351.(QU Xiaocheng, JIANG Fuxing, YU Zhengxing, et al. Rockburst monitoring and precaution technology based on equivalent drilling research and its applications[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(11): 2346-2351.(in Chinese))

[8] HE X Q, CHEN W X, NIE B S, et al. Electromagnetic emission theory and its application to dynamic phenomena in coal-rock[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2011, 48(8): 1352-1358.

[9] 窦林名,蔡武,巩思园,等. 冲击危险性动态预测的震动波 CT 技术研究[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 238-244.(DOU Linming, CAI Wu, GONG Siyuan, et al. Dynamic risk assessment of rock burst based on the technology of seismic computed tomography detection[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 238-244.(in Chinese))

[10] 巩思园. 矿震震动波波速层析成像原理及其预测煤矿冲击危险应用实践[博士学位论文][D]. 徐州: 中国矿业大学, 2010.(GONG Siyuan. Research and application of using mine tremor velocity tomography to forecast rockburst danger in coal mine[Ph. D. Thesis][D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2010.(in Chinese))

[11] 蔡武,窦林名,李振雷,等. 微震多维信息识别与冲击矿压时空预测—以河南义马跃进煤矿为例[J]. 地球物理学报, 2014, 57(8): 2687-2700.(CAI Wu, DOU Linming, LI Zhenlei, et al. Microseismic multidimensional information identification and spatio-temporal forecasting of rock burst: A case study of Yima Yuejin coal mine, Henan, China[J]. Chinese Journal of Geophysics, 2014, 57(8): 2687-2700.(in Chinese))

[12] HOSSEINI N, ORAEE K, SHAHRIAR K, et al. Studying the stress redistribution around the longwall mining panel using passive seismic velocity tomography and geostatistical estimation[J]. Arabian Journal of Geosciences, 2013, 6(5): 1407-1416.

[13] CAI W, DOU L M, CAO A Y, et al. Application of seismic velocity tomography in underground coal mines: A case study of Yima mining area, Henan, China[J]. Journal of Applied Geophysics, 2014, 109(10):

- 140 – 149.
- [14] CAI W ,DOU L M ,GONG S Y ,et al. Quantitative analysis of seismic velocity tomography in rock burst hazard assessment[J]. *Natural Hazards* , 2015 , 75(3) : 2 453 – 2 465.
- [15] CAO A Y , DOU L M , CAI W , et al. Case study of seismic hazard assessment in underground coal mining using passive tomography[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* , 2015 , 78(9) : 1 – 9.
- [16] CAO A Y , DOU L M , CAI W , et al. Tomographic imaging of high seismic activities in underground island longwall face[J]. *Arabian Journal of Geosciences* , 2016 , 9(3) : 1 – 10.
- [17] 潘一山,唐 治,李忠华,等. 不同加载速率下煤岩单轴压缩电荷感应规律研究[J]. *地球物理学报*, 2013 , 56(3) : 1 043 – 1 048.(PAN Yishan , TANG Zhi , LI Zhonghua , et al . Reaserch on the charge inducing regularity of coal rock at different loading rate in uniaxial compression tests[J]. *Journal of Applied Geophysics* , 2013 , 56(3) : 1 043 – 1 048.(in Chinese))
- [18] 吕玉凯,蒋 聪,成 果,等. 不同冲击倾向煤样表面温度场与变形场演化特征[J]. *煤炭学报*, 2014 , 39(2) : 273 – 279.(LŪ Yukai , JIANG Cong , CHEN Guo , et al. Evolution of the surface temperature filed and deformation field of different impact proneness coal speciems[J]. *Journal of China Coal Society* ,2014 ,39(2) :273 – 279.(in Chinese))
- [19] 徐子杰,齐庆新,李宏艳,等. 冲击倾向性煤体加载破坏的红外辐射特征研究[J]. *中国安全科学学报*, 2013 , 23(10) : 121 – 125.(XU Zijie , QI Qinxin , LI Hongyan , et al . Research on infrared radiation characteristics of outburst proneness coal's failure by loading[J]. *China Safety Science Journal* , 2013 , 23(10) : 121 – 125.(in Chinese))
- [20] 王恩元,陈 鹏,李忠辉,等. 受载煤体全应力 – 应变过程电阻率响应规律[J]. *煤炭学报*, 2014 , 39(11) : 2 220 – 2 225.(WANG Enyuan , CHEN Peng , LI Zhonghui , et al. Resistivity response in complete stress-strain process of loaded coal[J]. *Journal of China Coal Society* , 2014 , 39(11) : 2 220 – 2 225.(in Chinese))
- [21] ADOKO A C , GOKCEOGLU C , WU L , et al. Knowledge-based and data-driven fuzzy modeling for rockburst prediction[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* ,2013 , 61(7) : 86 – 95.
- [22] 巩思园,窦林名,徐晓菊,等. 冲击倾向煤岩纵波波速与应力关系试验研究[J]. *采矿安全与工程学报*, 2012 , 29(1) : 67 – 71.(GONG Siyuan , DOU Linming , XU Xiaoju , et al. Experiment-al study onthe correlation between stress and P-wave velocity for burst tendency coal-rock samples[J]. *Journal of Mining and Safety Engineering* , 2012 , 29(1) : 67 – 71.(in Chinese))
- [23] 何 江,窦林名,蔡 武,等. 薄煤层动静组合诱发冲击地压的机制[J]. *煤炭学报*, 2014 , 39(11) : 2 177 – 2 182.(HE Jiang , DOU Linming , CAI Wu , et al . Mechanism of dynamic and static combined load inducing rock burst in thin coal seam[J]. *Journal of China Coal Society* , 2014 , 39(11) : 2 177 – 2 182.(in Chinese))
- [24] 窦林名,何 江,曹安业,等. 煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治[J]. *煤炭学报*, 2015 , 40(7) : 1 469 – 1 476.(DOU Linming , HE Jiang , CAO Anye , et al . Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced incoal mine[J]. *Journal of China Coal Society* ,2015 ,40(7) :1 469 – 1 476.(in Chinese))



# 18 动静载叠加诱发煤岩瓦斯动力灾害原理及防治技术

窦林名<sup>1</sup>, 何学秋<sup>2</sup>, REN Ting<sup>3</sup>, 何江<sup>1</sup>, 王正义<sup>1</sup>

(1. 中国矿业大学 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116;

2. 北京科技大学 土木与资源工程学院, 北京 100003;

3. Centre of Infrastructure Protection and Mining Safety, University of Wollongong, Australia, NSW, 2522)

**摘要:** 基于煤岩瓦斯动力灾害严重影响到煤矿安全生产, 提出了动静载叠加诱发高静载、强动载和低临界应力 3 种类型动力灾害原理; 建立煤矿开采静载、矿震动载和瓦斯压力的表达式. 总结了含瓦斯煤岩动力灾害监测预警及防治理论与技术, 包括冲击矿压监测方面的分区分级监测预警、微震监测法、电磁辐射、弹性波 CT 和震动波 CT 等, 煤与瓦斯突出监测方面的钻孔瓦斯涌出初速度法、 $R$  指标法和电磁辐射法等, 以及灾害治理方面的强度弱化减冲原理及手段、巷道围岩控制的强弱强结构效应及围岩动静载的支护体系、区域及局部防突技术. 煤岩瓦斯动力灾害未来研究方向主要是: 1) 将动静载叠加原理进一步量化表示; 2) 构建适用于煤岩瓦斯复合型灾害的监测预警指标体系; 3) 将冲击矿压和煤与瓦斯突出的防治措施有机的结合起来.

**关键词:** 煤岩瓦斯动力灾害; 动载; 静载; 瓦斯压力; 防治

中图分类号: TD 324 文献标志码: A 文章编号: 1000-1964(2018)01-0048-12

DOI: 10.13247/j.cnki.jcumat.000813

## Mechanism of coal-gas dynamic disasters caused by the superposition of static and dynamic loads and its control technology

DOU Linming<sup>1</sup>, HE Xueqiu<sup>2</sup>, REN Ting<sup>3</sup>, HE Jiang<sup>1</sup>, WANG Zhengyi<sup>1</sup>

(1. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education of China, School of Mines,

China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China;

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

3. Centre of Infrastructure Protection and Mining Safety, University of Wollongong, Australia, NSW, 2522)

**Abstract:** Due to the coal mine safety production being seriously affected by the coal-gas dynamic disasters, the superposition mechanism of static and dynamic loads was proposed, which includes three types of dynamic disasters: high static load, high dynamic load and low critical load. The expressions of static loads, dynamic loads and gas pressures were established. Besides, the theory and technology of monitoring and prevention of coal-gas dynamic disasters were summarized. As for rockburst, the main monitoring methods includes: regional and classified monitoring, microseismic monitoring, electromagnetic radiation, elastic wave CT, shock wave CT and so on. While the common monitoring measures of outburst are drilling hole gas emission rate,  $R$  index and electromagnetic radiation and so on. Furthermore, the major means of prevention are as follows: the intensity weakening theory and method, strong-soft-strong

收稿日期: 2017-05-23

基金项目: 国家重点研发计划项目(2016YFC0801403, 2016YFC0801408); 国家自然科学基金项目(51634001, 51404243); 江苏省重点研发计划项目(BE2015040)

通信作者: 窦林名(1963—), 男, 青海省平安县人, 教授, 博士生导师, 从事矿山压力、冲击矿压、采矿地球物理等方面的研究.

E-mail: lmdou@126.com Tel: 0516-83995904

引用格式: 窦林名, 何学秋, REN Ting, 等. 动静载叠加诱发煤岩瓦斯动力灾害原理及防治技术[J]. 中国矿业大学学报, 2018, 47(1): 48-59.  
DOU Linming, HE Xueqiu, REN Ting, et al. Mechanism of coal-gas dynamic disasters caused by the superposition of static and dynamic loads and its control technology[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2018, 47(1): 48-59.

structure for controlling roadway surrounding rock, supporting system resisting to dynamic and static loads and regional outburst prevention technology. Moreover, the future research directions of coal-gas dynamic disasters are: 1) the superposition mechanism of static and dynamic loads can be further quantitatively represented. 2) the monitoring and warning index system of coal-gas dynamic disasters should be established. 3) the prevention methods of rockburst and outburst can be organically combined.

**Key words:** coal-gas dynamic disaster; dynamic stress; static stress; gas pressure; prevention

随着煤炭开采深度和强度的增大,煤岩瓦斯动力灾害已成为煤矿普遍的安全问题<sup>[1-2]</sup>. 此工程灾害是煤岩变形破裂与瓦斯运移动态演化共同导致的突发性灾害,针对其机理及监测预警与防治的研究是世界性难题,是迫切需要解决的科学问题.

在煤岩瓦斯动力灾害机理研究方面,国内外学者已进行了大量的研究工作,并根据实验和理论分析提出了多种煤岩动力灾害机理的假说,在冲击矿压方面,如能量理论<sup>[3]</sup>、刚度理论<sup>[4]</sup>、强度理论<sup>[5]</sup>、冲击倾向理论<sup>[6]</sup>、三准则理论、变形系统失稳理论<sup>[7]</sup>等. 文献<sup>[8]</sup>以断裂力学、损伤力学和稳定性理论为基础,进行的围岩近表面裂纹的扩散规律、能量耗散和局部围岩稳定性研究备受关注. 文献<sup>[9]</sup>建立了冲击矿压的摩擦滑动失稳模型,用摩擦滑动中的黏滑现象解释了冲击矿压的发生机理. 文献<sup>[10]</sup>建立了煤岩冲击破坏的弹脆性体突变模型,较好解释了冲击矿压的发生、载荷的突变对煤岩体破坏的影响、煤岩体从流变到突变的破坏特征、释放能量的大小等.

在煤与瓦斯突出方面,存在单因素假说(地应力假说、瓦斯作用假说、化学本质假说)和综合作用假说等. 文献<sup>[11]</sup>认为煤与瓦斯突出是由于采动影响破坏了含瓦斯煤体的平衡状态,导致地应力与煤体孔隙中瓦斯气体互相耦合而产生的类似流变的一种物理过程. 文献<sup>[12]</sup>提出了煤与瓦斯突出球壳失稳假说. 文献<sup>[13]</sup>认为煤与瓦斯突出是固体和流体相互耦合造成的煤体失稳破坏. 文献<sup>[14]</sup>运用摩擦滑动模拟实验系统对煤与瓦斯突出进行物理模拟,发现煤与瓦斯突出过程中存在黏滑失稳现象,并提出了煤与瓦斯突出黏滑机理. 文献<sup>[15]</sup>运用力学理论探讨了煤与瓦斯突出灾害,利用量纲分析得到了一般形式下的煤与瓦斯突出判据,文献<sup>[16]</sup>在此基础上建立了煤与瓦斯突出恒稳推进模型,并根据质量守恒方程和动量守恒方程得出了煤与瓦斯突出—维流动解和启动判据. 文献<sup>[17]</sup>运用力学理论对煤与瓦斯突出各阶段进行了详细的描述,分析了力学作用条件下的煤与瓦斯突出过程.

在冲击地压和突出的统一失稳理论研究方面,最早提出将冲击地压和突出这两种现象放在一起进行统一研究的是苏联的佩图霍夫<sup>[18]</sup>. 1987年在我国召开的第22届国际采矿安全会议上,再次呼吁“即有冲击地压又有突出危险两种事故的煤层非常常见,需要考虑其安全开采问题,因此研究冲击地压和突出的统一理论是非常必要的”. 目前认为冲击地压是没有瓦斯作用的突出,突出是有瓦斯作用的冲击地压的呼声愈来愈高,国内有的学者也有这样的观点. 文献<sup>[19-20]</sup>提出了突出和冲击地压的统一失稳理论,该理论认为煤与瓦斯突出是力学上的材料失稳问题,提出煤与瓦斯突出是在瓦斯压力和围岩应力共同作用下,部分煤体变形破坏后,变成应变软化材料,当变形平衡状态处于非稳定时,在外界扰动下的失稳,即煤与瓦斯突出就是有瓦斯作用的冲击地压. 文献<sup>[21-22]</sup>通过采用内蕴时间塑性理论建立了煤和瓦斯耦合作用的本构关系以及煤和瓦斯突出固流耦合失稳理论的数学模型和冲击地压系统,即失稳理论的数学模型.

本文基于复合动力灾害发生的力源本质,提出能够解释煤岩瓦斯动力灾害的动静载叠加理论,分析了诱发动力灾害的各力源组成,从静载、动载和瓦斯监测3个方面建立了多维多参量的监测体系,从强度弱化减冲治理、巷道围岩控制的强弱强结构效应及区域及局部防突技术等方面阐述了复合动力灾害的防治技术.

## 1 动静载叠加诱发含瓦斯煤岩动力灾害

如图1所示,煤岩瓦斯动力灾害发生的力源包括:煤岩体的静载应力 $\sigma_s$ 、采动诱发的动载应力 $\sigma_d$ 以及煤岩体裂隙中的瓦斯压力 $\sigma_g$ . 在临近采掘工作面的煤岩体,该区域静载应力较高,而对应的瓦斯压力和极限强度较低. 复合动力灾害的机理归根结底还是复合载荷共同作用下煤岩体的组合载荷超过其承载强度发生破坏. 当采动诱发的动载(主要是矿震)叠加到临近工作面区域,且满足煤岩体发生动力灾害的临界载荷时,就会诱发煤岩瓦斯动

力灾害,其应力表达式为

$$\sigma_s + \sigma_d + \sigma_g \geq \sigma_{bmin}, \quad (1)$$

式中  $\sigma_{bmin}$  为发生动力灾害时的临界载荷(最小载荷)。

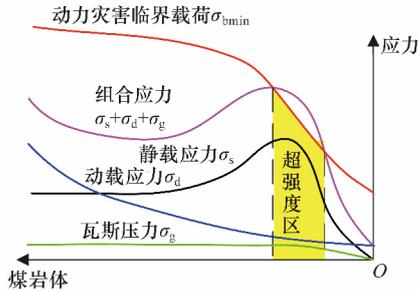


图1 煤岩瓦斯动力灾害临近采掘工作面载荷叠加示意  
Fig. 1 Superposition of loads near mining and excavation working faces for coal-gas dynamic disasters

由式(1)可知,当采掘空间含瓦斯煤岩体中的静载荷、矿震形成的动载荷以及瓦斯压力这三者相互叠加,超过了含瓦斯煤岩体发生动力灾害的临界载荷时,就会发生煤岩瓦斯动力灾害,即煤岩瓦斯动力灾害发生的“动静叠加原理”,如图2所示。

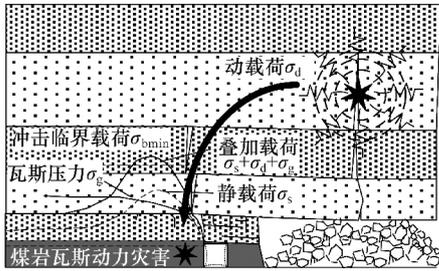


图2 煤岩瓦斯动力灾害“动静叠加原理”模型示意  
Fig. 2 Mechanism model of coal-gas dynamic disasters caused by the superposition of static and dynamic loads

### 1.1 静载分析

一般情况下,采掘空间周围煤岩体中的静载荷由地压和支承压力组成,即

$$\sigma_s = \sigma_{s1} + \sigma_{s2} = (k + \lambda)\gamma H, \quad (2)$$

式中: $\gamma$ 为上覆岩层的容重; $H$ 为上覆岩层的厚度; $\lambda$ 为侧压系数; $k$ 为支承应力集中系数。

其中,地压则由自重应力和构造应力组成

$$\sigma_{s1} = \gamma H + \lambda\gamma H = (1 + \lambda)\gamma H. \quad (3)$$

支承压力则可表示为

$$\sigma_{s2} = (k - 1)\gamma H. \quad (4)$$

### 1.2 动载分析

矿井开采过程中动载产生的来源主要有开采活动、煤岩体对开采活动的应力响应等。具体表现为采煤机割煤、移架、机械震动、爆破、顶底板破断、煤体失稳、瓦斯突出、煤炮、断层滑移等。这些动载源可统一称为矿震。

假设矿井煤岩体为弹性各向同性连续介质,则

应力波在煤岩体中产生的动载荷可表示为

$$\begin{cases} \sigma_{dP} = \rho\nu_P (\nu_{pp})_P, \\ \sigma_{dS} = \rho\nu_S (\nu_{pp})_S, \end{cases} \quad (5)$$

式中: $\sigma_{dP}$ 、 $\sigma_{dS}$ 分别为P波、S波产生的动载; $\rho$ 为煤岩介质密度; $\nu_P$ 、 $\nu_S$ 分别为P波、S波传播的速度; $(\nu_{pp})_P$ 、 $(\nu_{pp})_S$ 分别为质点由P波、S波传播引起的峰值震动速度。

### 1.3 瓦斯压力分析

由于瓦斯压力随埋深多呈线性变化关系,一般情况下,深部瓦斯压力的推测可用下式描述<sup>[23]</sup>

$$\sigma_g = \omega H + C = \sigma_{gc} + \omega(H - H_c), \quad (6)$$

式中: $\sigma_g$ 、 $\sigma_{gc}$ 分别为埋深 $H$ 与 $H_c$ 处的煤层瓦斯压力; $\omega$ 为瓦斯增长率,即每米瓦斯压力增加数,一般为 $0.01 \pm 0.005$ ;  $H$ 、 $H_c$ 为煤层埋藏深度; $C$ 为常数。

含瓦斯煤体中的瓦斯主要包括吸附瓦斯(约占80%)和游离瓦斯(约占20%)<sup>[24]</sup>。瓦斯压力的作用为一方面孔隙瓦斯压力对孔内壁产生推力,另一方面裂隙游离瓦斯对裂隙面产生推力;在煤与瓦斯突出的发展阶段瓦斯对煤体进一步破碎和搬运<sup>[25]</sup>。

### 1.4 动静载叠加的作用分析及灾害类型

根据式(1)的动静载叠加原理,首先可根据瓦斯内应力 $\sigma_g$ 所占的比重对煤岩瓦斯动力灾害分类如下:当不考虑瓦斯作用时,即式(1)中瓦斯内应力 $\sigma_g$ 的作用可忽略不计,此时发生的动力灾害即为传统意义上的冲击地压;当瓦斯内应力 $\sigma_g$ 起主导作用时,此时发生的动力灾害即为传统意义上的煤与瓦斯突出;当 $\sigma_s + \sigma_d$ 和 $\sigma_g$ 作用相当时,此时发生的动力灾害将不具备典型冲击地压和典型煤与瓦斯突出的特点,称为复合型的煤岩瓦斯动力灾害。

不管属于哪种煤岩瓦斯动力灾害,都可按照动静载耦合叠加对煤岩瓦斯动力灾害的作用分为如下3种情形:

1) 高静载及高瓦斯压力( $\sigma_s + \sigma_g$ )型。深部开采过程中,巷道或采场围岩原岩应力及瓦斯内应力本身就很高,巷道开挖或工作面回采导致巷道或采场周边高应力集中,此时应力水平虽未达到煤岩体发生动态破坏的临界应力状态,但远场矿震产生的微小动应力增量可使动静载组合形成的应力场超过煤岩体动态破坏的临界应力水平,从而导致煤岩体动力灾害破坏。此时,矿震产生的动应力扰动在煤岩体破坏中主要起到一个诱发作用,这是目前深部开采最为普遍的一种形式。

2) 强动载( $\sigma_d$ )型。浅部开采过程中,巷道或采场围岩原岩应力和瓦斯内应力水平并不很高,但远

处矿震震源释放的能量很强,震源传至采掘空间周围煤体的瞬间动应力增量很大,巷道或采场周边静态应力与动态应力叠加超过动态破坏的临界应力水平,导致煤岩体突然动态动力破坏。另外,研究表明<sup>[26]</sup>,在较大的加载速率下,煤岩试样的动力灾害倾向性比标准状态动力灾害倾向性更强,原本鉴定为无动力灾害倾向的煤岩体,在高速率加载或动载作用下,也有可能发生动力灾害破坏。此时,矿震的瞬间动态扰动在动力灾害破坏过程中起主导作用,这给出了浅部开采及原本鉴定为无动力灾害倾向煤岩体中仍可发生煤岩瓦斯动力灾害的原因。

3) 低临界值( $\sigma_{bmin}$ )型。因煤岩体和瓦斯赋存的不均匀性及其物理力学性质的差异,不同区域发生煤岩瓦斯动力灾害的临界应力水平是不同的。当煤岩体中静载应力较低,而矿震引发的动载应力不高时,如果采掘空间周围煤岩体的物理力学性质突然发生变化(瓦斯压力起到重要作用),导致煤岩体动力灾害动态破坏临界应力水平降低,小于正常条件下的动静载叠加应力,也会诱发煤岩瓦斯动力灾害。如断层附近采掘作业时,断层面上受力处于临界平衡状态,煤岩瓦斯动力灾害的发生主要由断层滑移失稳诱发,具体可以由应力场的局部调整而触发,也可以由矿震震动波通过而触发。此时,动载荷通过改变断层区的力学状态或属性使动力灾害临界载荷降低而诱发煤岩瓦斯动力灾害。

## 2 煤岩瓦斯动力灾害监测预警

由煤岩瓦斯动力灾害的“动静载叠加诱冲原理”可知,煤岩瓦斯动力灾害主要是由静载、动载和瓦斯压力共同作用而发生,因此,由该理论指导的煤岩瓦斯动力灾害监测预警也主要从这几个方面进行。

对于冲击矿压,静载的监测主要是监测采掘工作面周围的应力分布状态,可采用煤体应力监测、

钻屑法探测、弹性波 CT 和震动波 CT 等;动载的监测主要监测煤岩体的破断运动规律,可采用微震监测、地音(声发射)进行工作面局部监测等。

对于煤与瓦斯突出,静载的监测主要是钻屑量法和钻屑倍率法;动载的监测主要是声发射监测技术、微震监测技术、电磁辐射监测技术等;对于瓦斯监测,主要是钻孔瓦斯涌出初速度法、 $R$  指标法等<sup>[27]</sup>。

### 2.1 冲击矿压监测预警

#### 2.1.1 分区分级监测预警

目前,冲击矿压矿井的监测预警方法是冲击矿压的分区分级监测预警方法<sup>[28]</sup>,见图 3 和表 1。在时间上,冲击矿压的预测分早期综合分析和即时预测。早期综合分析预测主要采用综合指数法和多因素耦合法,而即时预测则采用电磁辐射、微震和钻屑等方法。在空间上,冲击矿压的预测分区域预测、局部预测和点预测。区域预测主要采用综合指数法、多因素耦合法和微震监测方法,而局部预测采用综合指数方法、多因素耦合法、微震法和电磁辐射法,点预测则采用钻屑法。

冲击矿压危险程度分为 4 级进行预测,分别为:无动力灾害危险、弱动力灾害危险、中等动力灾害危险和强动力灾害危险,综合确定动力灾害危险等级,并对危险区域和地点采用强度弱化减冲技术进行治理。

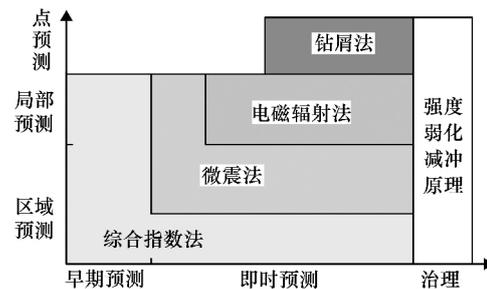


图 3 冲击矿压危险的分区分级时空预测

Fig. 3 Regional spatial-temporal prediction of rockburst risks

表 1 动力灾害危险程度的分级预测

Table 1 Classification and prediction of dynamic disaster risks

危险等级	危险状态	综合指数	防治对策
A	无	$\leq 0.25$	按无动力灾害地压危险采区管理,正常进行设计及生产作业
B	弱	$0.25 \sim 0.50$	按动力灾害地压影响设计,配备监测、卸压设备,制定监测和治理方案,进行危险监测、解危和效果检验
C	中等	$0.50 \sim 0.75$	按动力灾害地压影响设计,合理布置巷道及硐室及选择采掘、支护参数等 采取预卸压措施,限制人员、确定避灾路线,制定监测和治理方案,进行危险监测、解危和效果检验
D	强	$> 0.75$	按动力灾害地压影响设计,合理布置巷道及硐室及选择采掘、支护参数等,全面实施预卸压,经检验危险解除后进行作业,限制人员、确定避灾路线,制定监测和治理方案,加强周边监测,危险预警、解危和效果检验 经充分采取监测及解危后,仍存在危险时应停止生产或重新设计

### 2.1.2 弹性波 CT 探测技术

弹性波 CT 测试技术,即地震层析成像,其震源由人工激发,位置已知,故也称之为主动 CT 测试技术.国外对弹性波 CT 技术的研究较早,我国从 1986 年开始研究弹性波 CT 技术并用于矿井地质<sup>[29]</sup>,当时主要用于探测地质异常体如陷落柱、冲刷带、瓦斯富集区、断层、老窑采空区、火成岩等,弹性波 CT 数据采集系统主要为防爆数字地震仪.弹性波 CT 在冲击矿压预测中的应用是近几年的研究热点,并取得一定成果,它是基于冲击矿压的发生与煤岩体中应力状态密切相关的认识以及纵波波速与煤岩体受力呈幂函数关系<sup>[30-31]</sup>.在此方面,文献<sup>[30,32-34]</sup>对弹性波 CT 预测动力灾害危险区进行了详细研究,建立了相关评价指标,并将该技术在平煤十矿、跃进煤矿、星村煤矿、济三煤矿、梁宝寺煤矿、王楼煤矿等成功实施.

### 2.1.3 电磁辐射技术

煤岩变形破坏过程中会产生电磁辐射.关于煤岩变形破坏的电磁辐射机理,文献<sup>[35-36]</sup>已进行过详细研究,认为煤岩体在载荷作用下变形破坏产生电磁辐射,是源于煤岩体的非均质性,由应力作用下煤岩体中产生非均匀变速形变而引起的.文献<sup>[36-37]</sup>实验研究了煤岩试样单轴压缩过程中的电磁辐射信号变化规律,发现电磁辐射强度和脉冲随着加载及变形速率的增加而增强,煤岩试样在发生动力灾害性破坏以前,电磁辐射强度一般在某个值以下,而在动力灾害破坏时,电磁辐射强度突然增加.文献<sup>[38]</sup>研究了各种单轴加载条件下煤岩样(包括煤、岩、岩-煤-岩组合试样)整个变形及破坏过程中释放电磁辐射与施加载荷之间的关系,发现电磁辐射信号与施加载荷线性相关,而电磁辐射脉冲与施加载荷呈三次幂函数关系.这些研究表明,电磁辐射信号可以反映煤岩体受力状态、变形及破裂强度、内部应力状态.在上述研究基础上,冲击矿压危险的电磁辐射预警准则得到了深入研究<sup>[35-39]</sup>.

### 2.1.4 震动波 CT 反演技术

煤矿开采活动可诱发矿震,利用矿震震动波进行层析成像称为震动波 CT,因其震源位置未知且不可控,又称作被动 CT.矿震震动波 CT 测试技术是国内外近几年的研究成果.在国外,文献<sup>[40]</sup>将采煤机割煤诱发的震动信号作为激发源,并在两巷布置检波器.文献<sup>[41]</sup>将矿震作为激发源对工作面开采过程中的 P 波速度进行了反演,发现高应力区与高波速区吻合较好.文献<sup>[42]</sup>利用被动 CT 技术对波兰 Zabrze Bielszowice 等煤矿进行动力灾害

危险评价,发现动力灾害或强矿震往往出现在高波速区和高波速变化梯度区.在国内,文献<sup>[28]</sup>基于微震监测系统(目前支持 SOS 和 ARAMIS M/E),系统研究了震动波 CT 模型、求解原理及方法.文献<sup>[29]</sup>深入研究了震动波形选择及波形除噪技术,提高了 CT 反演精度.在微震定位及台网优化布设方面,文献<sup>[43]</sup>提出了波速、波速异常及波速梯度异常等 3 个参数为动力灾害危险判别指标,形成了相对完善的震动波 CT 技术,提高了冲击矿压监测预警的可靠度.目前,该技术已在跃进、星村、兴安、峻德、富力、南山、华亭、张小楼、济三等 10 多个煤矿应用,效果良好.

## 2.2 煤与瓦斯突出监测预警

我国常用的预警方法有钻孔瓦斯涌出初速度法、钻屑量法和钻屑倍率法、 $R$  指标法等<sup>[27]</sup>.这些方法的实施,有效减少了煤与瓦斯突出事故的发生,但因低指标突出、漏报等导致的突出事故仍时有发生.有的学者另辟蹊径,如文献<sup>[44-45]</sup>应用神经网络预警煤与瓦斯突出,文献<sup>[46]</sup>采用安全线预测煤层瓦斯压力进而监测煤与瓦斯突出.地球物理方法是近几年发展起来的被认为是最有前途的预测预报煤矿动力灾害现象的方法.常用的煤与瓦斯突出预警的地球物理方法有声发射监测技术<sup>[47]</sup>、微震监测技术<sup>[48]</sup>、电磁辐射监测技术等<sup>[49-50]</sup>.文献<sup>[51]</sup>对矿井采煤过程中由爆破引起的矿山冲击及塌陷时的电磁辐射谱进行测试,并在实验室进行了复合岩层破坏电磁辐射测试.文献<sup>[52]</sup>对井下煤层打钻后电磁辐射进行了测试,结果表明在钻孔处电磁辐射脉冲数异常大.文献<sup>[53-55]</sup>结合现场利用点频为 100 kHz 的天线测定了不同采矿条件下的电磁辐射,采用电磁辐射脉冲数作为评价突出危险性指标,认为电磁辐射方法可以进行岩石与瓦斯突出预警.中国矿业大学煤岩瓦斯动力灾害研究所自 20 世纪 90 年代起,对煤岩电磁辐射的产生机理、特征、规律及传播特性等进行了深入研究,提出了电磁辐射预警煤岩动力灾害的原理及方法,研制了 KBD5 型和 KBD7 型电磁辐射监测仪<sup>[56-60]</sup>,并在全国多个煤矿进行推广应用.近年来,中国矿业大学针对原有电磁辐射监测技术及系统数据处理自动化程度低、突出危险自动识别率低、预警对人工依赖大等问题,对突出的电磁辐射前兆规律、动态趋势法与临界值法相结合的监测预警技术、监测系统 & 数据处理技术和软件进行了大量的研究、改进和完善,显著提高了监测系统的抗干扰能力和稳定性,系统能自动进行趋势性分析,自动进行突出危

险性预警提示。

### 2.3 煤岩瓦斯复合动力灾害监测预警

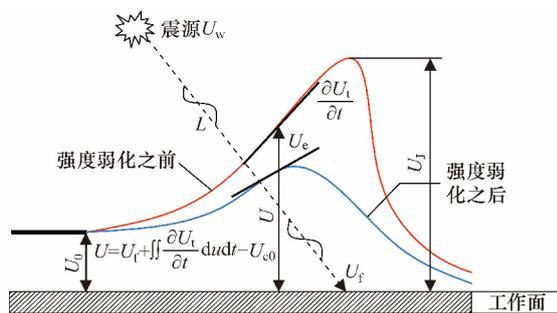
对于复合动力灾害,由于是煤岩体和瓦斯共同参与,因此,其监测手段需要兼顾冲击矿压和煤与瓦斯突出的监测方法,从静载、动载和瓦斯监测 3 个方面共同着手,建立多维多参量的监测体系。

## 3 动力灾害危险的防治技术

### 3.1 冲击矿压防治

#### 3.1.1 强度弱化减冲原理及手段

强度弱化减冲原理<sup>[61-62]</sup>是目前绝大多数煤岩瓦斯动力灾害矿井进行动力灾害防治的理论基础,它从能量的角度指导煤岩瓦斯动力灾害防治,认为动力灾害的发生必须满足煤岩体中存储的弹性能达到并超过极限弹性应变能  $U_j$  (发生动力灾害时煤岩体中所积聚的最小弹性应变能)。当任意时刻煤岩体中集聚的弹性能小于释放的弹性能,则煤岩体中存储的弹性能不断减小,距  $U_j$  越来越远,此时动力灾害危险性越来越小;当任意时刻煤岩体中集聚的弹性能大于释放的弹性能,则煤岩体中存储的弹性能不断增加,若达到  $U_j$ ,则此时处于能量的极限状态,再有微小的能量增加便会诱发动力灾害,此时,若对煤岩体实施卸压解危措施,人工释放煤岩体中集聚的弹性能,使存储的弹性能降至  $U_j$  以下甚至更小,则可抑制动力灾害的发生,如图 4 所示。值得注意的是,坚硬顶板破断和采动矿震可使煤岩体中存储的弹性能瞬间增大。



$U_0$  煤岩体中初始积聚与耗散的弹性应变能之差;  $U$  任意时刻煤岩体所积聚的弹性应变能;  $U_w$  矿震震中的能量;  $U_c$  震动波传递到工作面(巷道)煤岩体附近的剩余能量;  $U_e$  在工作面回采或巷道掘进过程中,任意时刻煤岩体内积聚弹性应变能的增量;  $U_{e0}$  煤岩体变形破坏耗散的表面能,包括热辐射、电磁辐射和声发射等能量耗散;  $U_j$  煤岩体的极限弹性储能能;  $U_e$  实施煤岩体强度弱化时,卸压爆破一次释放的弹性能;  $L$  震源中心距工作面的距离;  $u$  媒体距工作面的距离

图 4 煤岩体强度弱化前后能量集聚与释放

Fig. 4 Energy accumulation and release before and after strength weakening of coal-rock mass

煤岩瓦斯动力灾害防治可采用边回采(掘进)、边监测、边治理的强度弱化减冲技术,即“工作面回采(掘进)→动力灾害危险监测→能量积聚→卸压

解危→能量释放→生产→再监测→……”,这就是煤岩瓦斯动力灾害的强度弱化减冲理论实现的过程。它具有 3 个方面的含义:1)在动力灾害危险区域,采取松散煤岩体的方式,降低煤岩体的强度和动力灾害倾向性,使得动力灾害危险性降低;2)对煤岩体的强度进行弱化后,使得应力高峰区向岩体深部转移,并降低应力集中程度;3)采取一定的减冲解危措施后,使得发生煤岩瓦斯动力灾害时,动力灾害的强度降低。

强度弱化理论指出,冲击矿压解危的关键在于:1)松散煤岩体,改变煤岩体的物理力学性质,使松散后的煤岩体冲击倾向性降低,增大发生冲击矿压的临界应力。主要的方法有煤体松散爆破、煤层注水软化。2)使煤体应力向深部转移,降低煤岩体的应力水平,降低煤岩体储存能量的大小。主要的方法有煤体卸压爆破、顶板预裂爆破、顶板深孔切顶爆破、开采解放层、顶板定向水力致裂、煤体大直径钻孔卸压等。3)在较低应力水平时,人为诱发局部冲击矿压,释放煤体能量,减少发生冲击矿压的可能性。主要方法有煤体卸压爆破、大直径钻孔卸压等。

#### 3.1.2 巷道围岩控制的强弱强结构效应及围岩动静载的支护体系

最新的统计资料<sup>[63]</sup>表明,87%的冲击矿压发生在巷道,与以往统计的 72.6%<sup>[2]</sup>相比又有所增加,可见,巷道冲击灾害防治是研究重点。巷道围岩控制的强弱强结构原理为巷道防冲治理提供良好指导,它是基于对巷道冲击震动破坏机理的认识,即采矿活动等震源产生的震动应力波的传播和扰动是巷道发生冲击破坏的一个关键因素,当传递来的震动应力波与巷道周边围岩应力场叠加后的总体应力强度超过巷道围岩支护体的承载极限就会诱发巷道冲击破坏。该结构由文献<sup>[64-65]</sup>提出,并得到相对全面深入的研究。

图 5 为强弱强结构模型。从远至近依次分为冲击传递区大结构,围岩结构相对完整,强度较大,称之为外强结构;消波吸能区中间结构,围岩松散破碎,为弱结构;支护保护区小结构,需要强化支护保持其稳定性,为内强结构。中间弱结构的存在,使从大结构传递来的震动应力波在强、弱结构表面发生反射和透射,部分应力波被反射回外强结构中,透射进入弱结构的应力波幅值降低,并在弱结构内部经散射和吸收,应力强度进一步衰减,传递到巷道围岩内强小结构上的应力就大大减弱,叠加应力低于巷道支护体小结构的极限承载强度,从而维护小

结构的稳定性. 强弱强结构对震动应力波起到明显的衰减吸收效应, 使巷道周边处于较低的应力场区域. 而在无冲击震动状态下, 该结构将巷道周边的高应力转移至深部, 对于深部高应力环境下巷道稳定性具有有益作用.

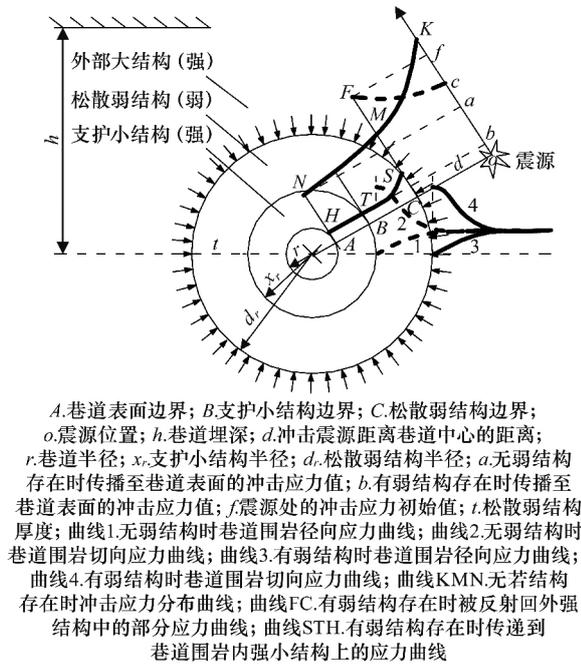


图 5 冲击危险巷道围岩强弱强结构模型  
Fig. 5 Strong-soft-strong mechanical model for controlling roadway surrounding rock subjected to rock burst

冲击矿压巷道要求支护系统必须能抵抗高冲击动能、提供适当的让压屈服变形量并具备起到缓冲吸能作用的柔韧性<sup>[66]</sup>. 锚杆支护以其主动、让压、吸能, 且能调动围岩自身承载能力的特性而成为冲击矿压巷道合理的支护形式<sup>[66-67]</sup>. 但锚杆支护技术仅能抵抗一定强度以下的冲击, 对高能量的冲击矿压, 需在锚杆支护的基础上增设吸能材料<sup>[68]</sup>, 通过消耗部分矿震能量来维护支护系统的稳定. 基于该认识, 文献<sup>[69-70]</sup>提出了由围岩、吸能材料和钢支架(刚-柔-刚)组成的刚柔耦合吸能支护结构模型. 从本质上讲, 该模型与强弱强力学模型<sup>[65]</sup>相同, 围岩、吸能材料和钢支架分别相当于强弱强模型中的外强大结构、中间弱结构和内强小结构. 以上述模型为理论基础, 成功研制刚柔一体化吸能支护体系<sup>[71]</sup>, 它由 3 部分组成, 即锚网索支护, 吸能材料和 U 型钢组成的 O 型棚支护(简称 O 型棚支护)以及刚性防冲支架, 形成三级支护体系, 吸能材料位于锚网索支护和 O 型棚之间. 该支护体系在义马煤业集团跃进煤矿得以实施, 有效避免了大能量冲击矿压事故对巷道、设备的破坏和造成的人员伤亡.

### 3.2 防突措施和技术

区域防突措施是指在突出煤层进行采掘前, 对突出煤层较大范围、较长时间采取的防突技术措施; 区域防突措施主要有开采保护层和预抽煤层瓦斯.

1) 开采保护层. 开采保护层是防止突出最简单、最有效、最经济的区域性措施. 自 1937 年法国最早采用这一措施以来, 几乎所有发生突出的国家, 只要具备开采保护层条件的都采用了这种措施. 我国自 1958 年开始, 在重庆、阳泉、淮南等地区进行保护层开采防控技术的试验, 取得了一定的成果, 并逐渐在其他矿区推广应用. 开采保护层防突机理可表述如下: 开采保护层→岩层移动→被保护层卸压(地应力降低、煤层膨胀变形)→透气性增加、瓦斯解吸→煤(岩)层瓦斯排放能力增高→瓦斯排放、钻孔瓦斯流量增大→瓦斯压力降低→瓦斯含量减少→煤机械强度提高→应力进一步降低→降低煤与瓦斯突出威胁.

2) 预抽煤层瓦斯. 所谓预抽煤层瓦斯, 就是采掘工作面没有生产以前, 就提前对其进行打钻、抽放, 并有足够的时间达到预期抽放效果. 通过预抽煤体中的瓦斯, 降低了突出煤层瓦斯压力和瓦斯含量, 煤体瓦斯潜能得到释放; 由于煤体瓦斯排放, 使煤体发生收缩变形, 煤体应力紧张得到缓解而卸压, 部分释放煤体弹性潜能; 除此之外, 由于瓦斯排放量的增加, 透气性和煤体强度的提高, 继而增大了煤体抵抗突出的阻力. 钻孔预抽是目前煤矿行业针对开采层瓦斯突出所采取的主要技术, 其分地面打钻预抽和井下布孔 2 种方式. 地面打钻抽放即由地面直接向开采层打钻孔对赋存瓦斯进行抽放, 此方法国外使用居多, 我国只在少数地方进行试验过. 目前我国的有些煤矿也着手对地面钻孔技术进行研究试验, 被做为煤层气开发、利用部署的一部分. 井下布孔抽放因地质条件的影响, 各矿采用的方式不一样, 大致可分为顺层钻孔和穿层钻孔 2 种.

局部防突措施是针对工作面预测尚有突出危险的局部煤层实施的防突措施, 在工作面实施区域综合防突措施后仍然有突出危险时, 就要实施工作面防突措施. 近年来, 国内外普遍采用的方法有震动爆破、远距离爆破、超前钻孔、煤层注水、水力冲孔、抽放瓦斯和金属骨架等. 实际生产中, 根据工作面类型的不同应采用不同的防突措施. 采煤工作面多采用浅孔瓦斯抽放和煤层浅孔注水, 掘进工作面多采用超前钻孔、深孔松动爆破、水力冲孔、深孔控

制卸压爆破以及高压磨料射流割缝防突技术等。

### 3.3 复合动力灾害防治

复合动力灾害可以将防冲和防突的防治技术有机结合起来,既共同作用,又相互补充,比如瓦斯抽放孔同样可以起到大直径卸压孔的作用等。

## 4 煤岩瓦斯动力灾害的未来研究方向

1) 在复合动力灾害机理研究方面,基于动静载叠加致灾原理,将各个载荷分量量化表示,最大限度地结合现场实际,切实指导现场工程实践。

2) 在复合动力灾害监测预警方面,建立动力灾害危险的多参量归一化无量纲监测预警模型与准则,并基于实验室试验和现场工程应用情况,构建适用于煤岩瓦斯复合型灾害的监测预警指标体系,并研发相应的监测技术与装备。

3) 在复合动力灾害防治措施方面,将现有的冲击矿压和煤与瓦斯突出的防治手段有机结合在一起,相辅相成,重合的部分可以相互替代,不重合的部分可以互相补充,从而建立煤岩瓦斯动力灾害的综合控制解危技术体系。

## 5 结论

1) 煤岩瓦斯动力灾害是动静载叠加诱发的。按照动静载的不同组合,煤岩瓦斯动力灾害分高静载、强动载和低临界应力3种类型。

2) 含瓦斯煤岩动力灾害监测预警及防治理论与技术,包括冲击矿压监测方面的分区分级监测预警、微震监测法、电磁辐射、弹性波CT和震动波CT等,煤与瓦斯突出监测方面的钻孔瓦斯涌出初速度法、 $R$ 指标法和电磁辐射法等。

3) 灾害治理方面的强度弱化减冲原理及手段、巷道围岩控制的强弱强结构效应及围岩动静载的支护体系、区域及局部防突技术。

4) 煤岩瓦斯动力灾害未来研究方向主要是:  
a. 将动静载叠加原理进一步量化表示;  
b. 构建适用于煤岩瓦斯复合型灾害的监测预警指标体系;  
c. 将冲击矿压和煤与瓦斯突出的防治措施有机的结合起来。

### 参考文献:

[1] BRADY B H G, BROWN E T. Rock mechanics for underground mining [M]. Dordrecht; Kluwer Academic Publishers, 2004: 85-141.  
[2] 窦林名, 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: 2-6.

DOU Linming, HE Xueqiu. Theory and technology of rock burst prevention [M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2001: 2-6.

[3] COOK N C G. A note on rock bursts considered as a problem of stability [J]. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1965, 65: 437-446.  
[4] PETUKHOV I M, LINKOV A M. The theory of post-failure deformations and the problem of stability in rock mechanics [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 1979, 16(2): 57-76.  
[5] 李玉生. 动力灾害地压机理及其初步应用 [J]. 中国矿业学院学报, 1985, 14(3): 42-48.  
LI Yusheng. Rockburst mechanism and its preliminary application [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1985, 14(3): 42-48.  
[6] KIDYBIŃSKI A. Bursting liability indices of coal [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 1981, 18(4): 295-304.  
[7] 章梦涛. 动力灾害地压失稳理论与数值模拟计算 [J]. 岩石力学与工程学报, 1987, 6(3): 197-204.  
ZHANG Mengtao. Instability theory and mathematical model for coal/rock bursts [J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1987, 6(3): 197-204.  
[8] 张晓春, 缪协兴, 杨挺青. 冲击矿压的层裂板模型及实验研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 1999, 18(5): 507-511.  
ZHANG Xiaochun, MIAO Xiexing, YANG Tingqing. The layer-crack-plate model and testing study of the rockburst in mines [J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1999, 18(5): 507-511.  
[9] 齐庆新, 刘天泉, 史元伟, 等. 冲击地压的摩擦滑动失稳机理 [J]. 矿山压力与顶板管理, 1995, 12(增1): 174-177.  
QI Qingxin, LIU Tianquan, SHI Yuanwei, et al. Mechanism of friction sliding disability of rock burst [J]. Ground Pressure and Strata Control, 1995, 12(Sup 1): 174-177.  
[10] 窦林名, 何学秋. 煤岩冲击破坏模型及声电前兆判据研究 [J]. 中国矿业大学学报, 2004, 33(5): 14-18.  
DOU Linming, HE Xueqiu. Model for rock burst failure and its critical values of aeoustic and electromagnetic emission [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2004, 33(5): 14-18.  
[11] 周世宁, 何学秋. 煤和瓦斯突出机理的流变假说 [J]. 中国矿业大学学报, 1990, 19(2): 4-11.  
ZHOU Shining, HE Xueqiu. Rheological hypothesis

- of coal and methane outburst mechanism[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1990, 19(2):4-11.
- [12] 蒋承林,俞启香. 煤与瓦斯突出机理的球壳失稳假说[J]. 煤矿安全, 1995, 26(2):17-25.  
JIANG Chenglin, YU Qixiang. The hypothesis of spherical shell destabilization of coal and gas outburst[J]. Safety in Coal Mines, 1995, 26(2):17-25.
- [13] 梁冰,章梦涛,潘一山,等. 煤和瓦斯突出的固流耦合失稳理论[J]. 煤炭学报, 1995, 20(5):492-496.  
LIANG Bing, ZHANG Mengtao, PAN Yishan, et al. Theory of instability of flow fixation coupling for coal and gas outburst[J]. Journal of China Coal Society, 1995, 20(5):492-496.
- [14] 郭德勇,韩德馨. 煤与瓦斯突出黏滑机理研究[J]. 煤炭学报, 2003, 28(6):598-602.  
GUO Deyong, HAN Dexin. The stick-slip mechanism of coal and gas outburst[J]. Journal of China Coal Society, 2003, 28(6):598-602.
- [15] 郑哲敏. 从数量级和量纲分析看煤与瓦斯突出的机理[C]//郑哲敏. 郑哲敏文集. 北京:科学出版社, 2004:11-15.  
ZHENG Zhemin. Mechanism of coal and gas outburst from the order of magnitude and dimension analysis[C]//ZHENG Zhemin, ZHENG Zhemin's corpus. Beijing: Science Press, 2004:11-15.
- [16] 丁晓良,俞善炳,丁雁生,等. 煤在瓦斯渗流作用下持续破坏的机制[J]. 中国科学:A辑, 1989, 19(6):600-607.  
DING Xiaoliang, YU Shanbing, DING Yansheng, et al. Continuous damage mechanism of coal under gas seepage[J]. China Science: A, 1989, 19(6):600-607.
- [17] 胡千庭,周世宁,周心权. 煤与瓦斯突出过程的力学作用机理[J]. 煤炭学报, 2008, 33(12):1368-1372.  
HU Qianting, ZHOU Shining, ZHOU Xinquan. Mechanical mechanism of coal and gas outburst process[J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(12):1368-1372.
- [18] ПЕТУХОВ И М. 预防冲击地压的理论与实践[J]. 煤矿安全, 1988, 19(5):39-40.  
ПЕТУХОВ И М. Theory and practice of rock burst prevention[J]. Safety in Coal Mines, 1988, 19(5):39-40.
- [19] 章梦涛,赵本钧,徐曾和. 冲击地压机理、预报及防治[J]. 煤矿安全, 1988, 19(5):43-44.  
ZHANG Mengtao, ZHAO Benjun, XU Cenghe. Mechanism, prediction and prevention of rock burst[J]. Safety in Coal Mines, 1988, 19(5):43-44.
- [20] 章梦涛,徐曾和,潘一山. 冲击地压与突出的统一失稳理论[J]. 煤炭学报, 1991, 16(4):48-53.  
ZHANG Mengtao, XU Zenghe, PAN Yishan. A united instability theory on coal(rock) burst and outburst[J]. Journal of China Coal Society, 1991, 16(4):48-53.
- [21] 梁冰. 煤和瓦斯突出固流耦合失稳理论[M]. 北京:地质出版社, 2000:72-75.  
LIANG Bing. Theory of instability of flow fixation coupling for coal and gas outburst[M]. Beijing: Geological Publishing House, 2000:72-75.
- [22] 梁冰,章梦涛,王泳嘉. 煤层瓦斯渗流与煤体变形的耦合数学模型及数值解法[J]. 岩石力学与工程学报, 1996, 15(2):135-142.  
LIANG Bing, ZHANG Mengtao, WANG Yongjia. Mathematical model and numerical method for coupled gas flow in coal seams and coal deformation[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1996, 15(2):135-142.
- [23] 田靖安,王亮,程远平,等. 煤层瓦斯压力分布规律及预测方法[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(4):481-485.  
TIAN Jingan, WANG Liang, CHENG Yuanping, et al. Research on distribution rule and forecast method of gas pressure in coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(4):481-485.
- [24] 牛国庆,颜爱华,刘明举. 瓦斯吸附和解吸过程中温度变化实验研究[J]. 辽宁工程技术大学学报, 2003, 22(2):155-157.  
NIU Guoqing, YAN Aihua, LIU Mingju. Experimental study on temperature variation of gas being absorbed and extracted[J]. Journal of Liaoning Technical University, 2003, 22(2):155-157.
- [25] 于不凡. 煤和瓦斯突出机理[M]. 北京:煤炭工业出版社, 1985:64-69.  
YU Bufan. Mechanism of coal and gas outburst[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 1985:64-69.
- [26] 何江. 煤矿采动动载对煤岩体的作用及诱冲机理研究[D]. 徐州:中国矿业大学, 2013:46-48.  
HE Jiang. Research of mining dynamic loading effect and its induced rock burst in coal mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2013:46-48.
- [27] 俞启香. 矿井瓦斯防治[M]. 徐州:中国矿业大学出版社, 1992:79-95.  
YU Qixiang. Prevention and control of mine gases[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 1992:79-95.

- [28] 窦林名,何学秋. 煤矿冲击矿压的分级预测研究[J]. 中国矿业大学学报,2007,36(6):717-722.  
DOU Linming, HE Xueqiu. Technique of classification forecasting rock burst in coal mines[J]. Journal of China University of Mining & Technology,2007,36(6):717-722.
- [29] 王文德,赵 炯,胡继武. 弹性波 CT 技术及应用[J]. 煤田地质与勘探,1996,24(5):59-63.  
WANG Wende, ZHAO Jiong, HU Jiwu. Elastic wave CT technique and its application[J]. Coal Geology & Exploration,1996,24(5):59-63.
- [30] 巩思园. 矿震震动波波速层析成像原理及其预测煤矿动力灾害危险应用实践[D]. 徐州:中国矿业大学,2010:89-91.  
GONG Siyuan. Research and application of using mine tremor velocity tomography to forecast rock-burst danger in coal mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology,2010:89-91.
- [31] 巩思园,窦林名,徐晓菊,等. 动力灾害倾向煤岩纵波波速与应力关系试验研究[J]. 采矿与安全工程学报,2012,29(1):67-71.  
GONG Siyuan, DOU Linming, XU Xiaoju, et al. Experimental study on the correlation between stress and P-wave velocity for burst tendency coal-rock samples[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2012,29(1):67-71.
- [32] DOU Linming, CHEN Tongjun, GONG Siyuan, et al. Rockburst hazard determination by using computed tomography technology in deep workface[J]. Safety Science,2012,50(4):736-740.
- [33] HE Hu, DOU Linming, LI Xuwei, et al. Active velocity tomography for assessing rock burst hazards in a kilometer deep mine[J]. Mining Science and Technology,2011,21(5):673-676.
- [34] 王书文,毛德兵,杜涛涛,等. 基于地震 CT 技术的动力灾害地压危险性评价模型[J]. 煤炭学报,2012(增1):1-6.  
WANG Shuwen, MAO Debing, DU Taotao, et al. Rockburst hazard evaluation model based on seismic CT technology[J]. Journal of China Coal Society,2012(Sup 1):1-6.
- [35] 窦林名,曹其伟,何学秋,等. 冲击矿压危险的电磁辐射监测技术[J]. 矿山压力与顶板管理,2002,19(4):89-91.  
DOU Linming, CAO Qiwei, HE Xueqiu, et al. EME monitoring technique of rock burst[J]. Ground Press Strata Control,2002,19(4):89-91.
- [36] 窦林名,何学秋,王恩元,等. 由煤岩变形动力灾害破坏所产生的电磁辐射[J]. 清华大学学报(自然科学版),2001,41(12):86-88.  
DOU Linming, HE Xueqiu, WANG Enyuan, et al. Electromagnetic emissions in rock and coal burst failures[J]. Tsinghua Univ (Sci & Tech),2001,41(12):86-88.
- [37] 窦林名,何学秋,王恩元. 冲击矿压预测的电磁辐射技术及应用[J]. 煤炭学报,2004,29(4):396-399.  
DOU Linming, HE Xueqiu, WANG Enyuan. Electromagnetic emission technique of monitoring rock burst and its application[J]. Journal of China Coal Society,2004,29(4):396-399.
- [38] WANG Enyuan, HE Xueqiu, LIU Xiaofei, et al. Comprehensive monitoring technique based on electromagnetic radiation and its applications to mine pressure[J]. Safety Science,2012,50(4):885-893.
- [39] 陈国祥,窦林名,曹安业,等. 电磁辐射法评定煤岩瓦斯动力灾害危险等级及应用[J]. 煤炭学报,2008,33(8):866-870.  
CHEN Guoxiang, DOU Linming, CAO Anye, et al. Assessment of rock burst danger and application on electromagnetic emission method[J]. Journal of China Coal Society,2008,33(8):866-870.
- [40] LUO X, KING A, WERKEN M V D. Tomographic imaging of rock conditions ahead of mining using the shearer as a seismic source: A feasibility study[J]. Ieee Transactions on Geoscience and Remote Sensing,2009,47(11):3671-3678.
- [41] LUXBACHER K, WESTMAN E, SWANSON P, et al. Three-dimensional time-lapse velocity tomography of an underground longwall panel[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2008,45(4):478-485.
- [42] LURKA A. Location of high seismic activity zones and seismic hazard assessment in Zabrze Bielszowice coal mine using passive tomography[J]. Journal of China University of Mining and Technology,2008,18(2):177-181.
- [43] 巩思园,窦林名,马小平,等. 提高煤矿微震定位精度的台网优化布置算法[J]. 岩石力学与工程学报,2012,31(1):8-17.  
GONG Siyuan, DOU Linming, MA Xiaoping, et al. Optimization algorithm of network configuration for improving location accuracy of microseism in coal mine[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering,2012,31(1):8-17.
- [44] ZHANG Ruilin, LOWNDES I S. The application of a coupled artificial neural network and fault tree analysis model to predict coal and gas outbursts[J]. International Journal of Coal Geology,2010,84:141-

- 152.
- [45] ZHANG Jianqing. Study on the gas content of coal seam based on the BP neural network[J]. Procedia Engineering, 2011, 26: 1554-1562.
- [46] WANG Liang, CHENG Yuanping, WANG Lei, et al. Safety line method for the prediction of deep coal-seam gas pressure and its application in coal mines [J]. Safety Science, 2012, 50: 523-529.
- [47] 邹银辉, 赵旭生, 刘 胜. 声发射连续预测煤与瓦斯突出技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2005, 33(6): 61-65.  
ZOU Yinhui, ZHAO Xusheng, LIU Sheng. Research on sound transmitted continued prediction technology for coal and gas outburst[J]. Coal Science and Technology, 2005, 33(6): 61-65.
- [48] 姜福兴, 王存文, 杨淑华, 等. 冲击地压及煤与瓦斯突出和透水的微震监测技术[J]. 煤炭科学技术, 2007, 35(1): 26-28.  
JIANG Fuxing, WANG Cunwen, YANG Shuhua, et al. Micro seismic monitoring and measuring technology for pumping pressure, coal and gas outburst and water inrush [J]. Coal Science and Technology, 2007, 35(1): 26-28.
- [49] 何学秋, 王恩元, 聂百胜, 等. 煤岩流变电磁动力学[M]. 北京: 科学出版社, 2003: 213-216.  
HE Xueqiu, WANG Enyuan, NIE Baisheng, et al. Electromagnetic dynamics of coal and rocks rheology [M]. Beijing: Science Press, 2003: 213-216.
- [50] 王恩元, 何学秋, 李忠辉, 等. 煤岩电磁辐射技术及其应用[M]. 北京: 科学出版社, 2009: 110-114.  
WANG Enyuan, HE Xueqiu, LI Zhonghui, et al. Electromagnetic radiation technology of coal-rocks and its application[M]. Beijing: Science Press, 2009: 110-114.
- [51] ХАТИАШВИЛИ Н Г. 论碱性卤素结晶体和岩石中裂隙形成时的电磁效应[C]//钱家栋. 地震地电学译文集. 北京: 地震出版社, 1989: 149-158.  
ХАТИАШВИЛИ Н Г. Electromagnetic effects of the formation of cracks in alkaline halogen crystals and rocks[C]//QIAN Jiadong. Translation corpus of seismological geoelectricity. Beijing: Seismological Press, 1989: 149-158.
- [52] ФРИД В И, ШАБАРОВ А Н, ДРУГИЕ И. Формирование электромагнитного излучения угольного пласта[J]. ФТПРПИ, 1992, (2): 40-47.
- [53] FRID V I. Rockburst hazard forecast by electromagnetic radiation excited by rock fracture[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 1997, 30(4): 229-236.
- [54] FRID V I. Electromagnetic radiation method for rock and gas outburst forecast[J]. Journal of Applied Geophysics, 1997, 38(2): 97-104.
- [55] FRID V I, SHABAROV A N, PROSKURYAKOV V H, et al. Formation of electromagnetic radiation in coal stratum[J]. Journal of Mining Science, 1992, 28(2): 139-145.
- [56] 王恩元, 何学秋. 煤岩变形破裂电磁辐射的实验研究[J]. 地球物理学报, 2000, 43(1): 131-137.  
WANG Enyuan, HE Xueqiu. An experimental study of the electromagnetic emission during the deformation and fracture of coal or rock[J]. Chinese Journal of Geophysics, 2000, 43(1): 131-137.
- [57] 王恩元, 何学秋, 刘贞堂, 等. 煤岩变形破裂的电磁辐射规律及其应用研究[J]. 中国安全科学学报, 2000, 10(2): 35-39.  
WANG Enyuan, HE Xueqiu, LIU Zhentang, et al. The regularity electromagnetic radiation of coal or rock under load and its application[J]. China Safety Science Journal, 2000, 10(2): 35-39.
- [58] 王恩元, 何学秋, 聂百胜, 等. 电磁辐射法预测煤与瓦斯突出原理[J]. 中国矿业大学学报, 2000, 29(3): 225-229.  
WANG Enyuan, HE Xueqiu, NIE Baisheng, et al. Principle of predicting coal and gas outburst using electromagnetic emission[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2000, 29(3): 225-229.
- [59] 王恩元, 何学秋, 刘贞堂, 等. 煤岩动力灾害电磁辐射监测仪及其应用[J]. 煤炭学报, 2003, 28(4): 366-369.  
WANG Enyuan, HE Xueqiu, LIU Zhentang, et al. Electromagnetic radiation detector of coal or rock dynamic disasters and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2003, 28(4): 366-369.
- [60] WANG Enyuan, HE Xueqiu, LIU Xiaofei, et al. A non-contact mine pressure evaluation method by electromagnetic radiation[J]. Journal of Applied Geophysics, 2011, 75(2): 338-344.
- [61] 窦林名, 陆菜平, 牟宗龙, 等. 冲击矿压的强度弱化减冲理论及其应用[J]. 煤炭学报, 2005, 30(6): 690-694.  
DOU Linming, LU Caiping, MOU Zonglong, et al. Intensity weakening theory for rockburst and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2005, 30(6): 690-694.
- [62] 陆菜平. 组合煤岩的强度弱化减冲原理及其应用[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2008: 120-125.  
LU Caiping. Intensity weakening theory for rock-

- burst of compound coal-rock and its application[D]. Xuzhou:China University of Mining and Technology,2008:120-125.
- [63] 潘俊锋,毛德兵,蓝航,等.我国煤矿冲击地压防治技术研究现状及展望[J].煤炭科学技术,2013,41(6):21-25.  
PAN Junfeng,MAO Debing,LAN Hang,et al. Study status and prospects of mine pressure bumping control technology in China[J]. Coal Science and Technology,2013,41(6):21-25.
- [64] 高明仕.冲击矿压巷道围岩的强弱强结构控制机理研究[D].徐州:中国矿业大学,2006:94-96.  
GAO Mingshi. Study on the strong-soft-strong structure control mechanism of roadway subjected to rock burst[D]. Xuzhou:China University of Mining and Technology,2006:94-96.
- [65] 高明仕,窦林名,张农,等.冲击矿压巷道围岩控制的强弱强力学模型及其应用分析[J].岩土力学,2008,29(2):359-364.  
GAO Mingshi,DOU Linming,ZHANG Nong,et al. Strong-soft-strong mechanical model for controlling roadway surrounding rock subjected to rock burst and its application[J]. Rock and Soil Mechanics,2008,29(2):359-365.
- [66] 高明仕,窦林名,严如令,等.冲击煤层巷道锚网支护防冲机理及抗冲震级初算[J].采矿与安全工程学报,2009,26(4):402-406.  
GAO Mingshi,DOU Linming,YAN Ruling,et al. Prevention mechanism of roadway supported by bolt-mesh subjected to rock burst and degree calculation[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2009,26(4):402-406.
- [67] 贺虎,窦林名,巩思园,等.巷道防冲机理及支护控制研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(1):40-44.  
HE hu,DOU Linming,GONG Siyuan,et al. Mechanism of rockburst prevention and supporting control technology in roadways [J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2010,27(1):40-44.
- [68] 吕祥锋,潘一山,李忠华,等.高速冲击作用下锚杆支护巷道变形破坏研究[J].煤炭学报,2011,36(1):24-28.  
LÜ Xiangfeng,PAN Yishan,LI Zhonghua,et al. Study on deformation and failure of roadway of rock bolting under impact loading [J]. Journal of China Coal Society,2011,36(1):24-28.
- [69] 吕祥锋,潘一山.刚柔-刚支护防治冲击地压理论解析及实验研究[J].岩石力学与工程学报,2012,31(1):52-59.  
LÜ Xiangfeng,PANG Yishan. Theoretical analysis and experimental research on rockburst prevention mechanism of rigid-flexible-rigid supporting structure[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2012,31(1):52-59.
- [70] 潘一山,吕祥锋,李忠华.吸能耦合支护模型在冲击地压巷道中应用研究[J].采矿与安全工程学报,2011,28(1):6-10.  
PAN Yishan,LÜ Xiangfeng,LI Zhonghua. The model of energy-absorbing coupling support and its application in rock burst roadway [J]. Journal of Mining and Safety Engineering,2011,28(1):6-10.
- [71] 刘军,欧阳振华,齐庆新,等.深部冲击地压矿井刚柔一体化吸能支护技术[J].煤炭科学技术,2013,41(6):17-20.  
LIU Jun,OUYANG Zhenhua,QI Qingxin,et al. Rigid-flexibility integrated energy absorption support technology applied in deep mine with pressure bumping[J]. Coal Science and Technology,2013,41(6):17-20.

(责任编辑 王继红)

窦林名,贺虎,何江,等. 冲击危险评价的相对应力集中系数叠加法[J]. 煤炭学报, 2018, 43(2): 327-332. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2017.4155

DOU Linming, HE Hu, HE Jiang, et al. New method of rockburst risk assessment using relative stress concentration factor superposition [J]. Journal of China Coal Society 2018, 43(2): 327-332. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2017.4155

## 19冲击危险评价的相对应力集中系数叠加法

窦林名<sup>1,2</sup>, 贺 虎<sup>3</sup>, 何 江<sup>1,2</sup>, 王正义<sup>1,2</sup>

(1. 中国矿业大学 深部煤炭资源开采教育重点实验室, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 3. 中国矿业大学 资源与地球科学学院, 江苏 徐州 221116)

**摘 要:** 冲击动力灾害是关乎矿井能否安全稳定生产的主要因素, 目前越来越多的矿井需要在采掘工作面设计阶段确定冲击危险等级与区域, 迫切需要发展科学、精确、定量、便于技术人员操作的冲击危险早期评价预警方法。为了解决冲击显现无法用现有强度准则进行表述、不同应力无法标量叠加的问题, 提出了冲击危险评价的相对应力集中系数叠加法, 将某一待分析区域内影响冲击矿压发生的某因素引起的最大主应力与自重应力的比值, 称为相对应力集中系数分量, 各分量的乘积为该区域的相对应力集中系数。将影响冲击矿压的因素从载荷特性上分为静载荷和动载荷, 从对应力影响效果上分为增压型与减压型, 给出了影响冲击的主要动载因素, 以及相对应力集中系数计算方法。发生过冲击矿压的矿井利用冲击区域的总相对应力集中系数作为临界指标, 未发生冲击的矿井利用临界应力与自重应力的比值作为临界值, 根据相对应力叠加系数与临界值的比值对冲击危险等级进行了划分。现场应用表明, 相对应力集中系数叠加法与监测冲击危险区域与等级具有较高一致性。

**关键词:** 冲击矿压; 相对应力叠加系数; 危险评价; 监测预警

中图分类号: TD324 文献标志码: A 文章编号: 0253-9993(2018)02-0327-06

### New method of rockburst risk assessment using relative stress concentration factor superposition

DOU Linming<sup>1,2</sup>, HE Hu<sup>3</sup>, HE Jiang<sup>1,2</sup>, WANG Zhengyi<sup>1,2</sup>

(1. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008, China; 2. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008, China; 3. School of Resources and Geosciences, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008, China)

**Abstract:** Dynamic disasters are the main factors relating to the safe and stable coal mine production. Therefore, more and more collieries need to carry out assessments for determining both the rockburst danger lever and prevention regions at the working face design stage. In this situation, it is urgent to develop new methods of rockburst risk early evaluation and timely warning characterized by much more scientific, accurate, quantitative and easily to operate for technical personnel. In order to address the problem that rockburst phenomenon cannot be expressed by the existing strength criterion as well as different stress cannot be assessed by scalar superposition, the authors put forward a new method of rockburst risk assessment using relative stress concentration factor superposition. The ration that divided by the maxi-

收稿日期: 2017-11-13 修回日期: 2017-12-07 责任编辑: 毕永华

基金项目: 国家重点研发计划资助项目(2016YFC0801403); 国家自然科学基金重点资助项目(51634001); 江苏省重点研发计划资助项目(BE2015040)

作者简介: 窦林名(1963—), 男, 青海平安人, 教授, 博士。Tel: 0516-83995904, E-mail: lmdou@cumt.edu.cn

通讯作者: 贺 虎(1985—), 男, 安徽淮北人, 副教授, 博士。Tel: 0516-83591015, E-mail: hehu@cumt.edu.cn

imum principal stress induced by a certain influencing factor of rockburst and the gravity stress in the area to be analyzed is defined as relative stress concentration factor component, and then the product of each component is named as relative stress concentration factor of the region. In this paper, the stresses relating to rockburst are classified into static and dynamic loads based on the strain rate character, and into decompression and supercharge based on the effects on stress state. The main factors causing dynamic loads and the relative stress concentration factor calculation method are analyzed in this study. The total relative stress concentration factor is used as the critical indicators in the coal mines where rockburst had been occurred while the ration of critical stress and weight stress as the threshold in the areas where rockburst never happened. Using the specific value of relative stress concentration factor and threshold, the authors established the rockburst risk lever system which has been proved to be more accurate, more conducive and beneficial to guide a safe production by field application.

**Key words:** rockburst; relative stress concentration superposition factor; risk assessment; monitoring and warning

随着煤矿开采深度和强度的加大、地质与生产技术条件趋于复杂,导致采掘围岩所处应力环境逐渐恶化,由此诱发的煤岩动力灾害如冲击矿压越来越频繁,强度越来越大,以前发生过冲击矿压的矿井,灾害更加严重<sup>[1]</sup>。目前越来越多的矿井需要在采掘工作面设计阶段就要确定冲击危险等级与区域,迫切需要发展科学、精确、定量、便于技术人员操作的冲击危险早期评价与及时预警方法,从而指导开采设计的优化,制定针对性的预防、监测以及治理技术措施。

冲击矿压的危险性评价与监测预警一直是研究的热点,取得了大量研究成果。笔者提出了综合指数法,张宏伟等<sup>[2]</sup>建立了冲击矿压地质动力条件评价方法,以断裂的构造形式、活动性、最大主应力、应力梯度、煤岩力学性质等作为冲击矿压的主要判据,可实现区域与早期冲击危险评价。借助非线性与数量化理论以及计算机模拟,发展了冲击危险评价方法,如冯夏庭等<sup>[3-4]</sup>基于神经网络系统理论,提出了岩爆危险预报的自适应模式识别方法,现场应用取得了较好的效果。ZHOU J 等<sup>[5]</sup>基于启发式算法与支持向量机研究了岩爆的远期评价。SHARAN S K<sup>[6]</sup>提出了一种新的模拟冲击的有限元算法,将岩体视为弹-脆-塑性体,不同阶段采用不同强度准则,模拟结果与深部硐室开挖过程中冲击危险性具有较高的一致性。PENG<sup>[7]</sup>, KIM K M<sup>[8]</sup>, DOU L M<sup>[9]</sup>等学者均指出冲击矿压在力学本质是煤岩体在原岩应力场受采动影响后应力调整与重分布过程中的动力破坏行为,与高应力区域密切相关。采前利用地应力测试、数值模拟与矿压理论分析确定高应力区,制定评价冲击危险的等级与判据,对于提高冲击矿压危险性评价精度具有重要作用,能够提高治理效率,达到事半功半的效果。姜福兴等<sup>[10]</sup>研究了应力叠加法评价工作面冲击危险性,齐庆新等<sup>[11]</sup>提出以应力控制为中心,以单位应力梯度为表征的冲击矿压应力控制理论,并采用相

似模拟和数值模拟分析应力状态,从而指导冲击防治工作。以往的研究,在分析影响应力集中的因素上只考虑静载荷,如自重应力、构造应力、采动支承压力,没有考虑动载荷的影响,单元体应力值多为标量直接叠加。为了解决冲击现象无法用现有强度准则进行表述、不同应力无法标量叠加的问题,本文提出了冲击危险评价的相对应力集中系数叠加法,对区域进行网格划分,计算不同网格内的总相对应力集中系数,将冲击危险划分为不同等级,相比传统评价方法更精确,可操作性更强。

## 1 冲击矿压发生的载荷特征与应力判据

### 1.1 冲击矿压的动静耦合加载特征

以应力法评价冲击危险状态,必须要明确冲击矿压发生的力学边界与载荷特征,才能全面分析影响冲击矿压发生的应力因素。目前危险评价方法主要基于冲击矿压的强度理论以及能量理论,即冲击矿压静载荷诱冲理论,监测的物理量主要为局部煤岩体变形破坏过程中输出的信息,忽略了孕育冲击的外部应力环境的变化规律。冲击矿压是典型的开放系统,其能量输入即包括静载应力,如原岩应力、采动应力,同时也包含动载应力波,如断层滑移、覆岩破断运动、卸压爆破、机组割煤等。研究表明,大部分冲击矿压是静载应力和震动波(动载)双重作用的结果,不同点是静载应力和动载应力波在冲击矿压发生时贡献的大小。并且影响冲击的外部应力范围很大,超出了一般矿山压力所研究的应力边界。图1为利用微震监测系统统计的全国范围内冲击矿压矿井,震源位置与冲击显现之间的关系,冲击矿压发生时震源距冲击地点可达500 m,集中分布在150 m范围内,影响冲击的顶板岩层可达90 m、底板60 m范围。震动波能量越高,发生的频次越高,引发冲击的可能性越大,如华亭矿区,  $10^8$  J能级的震动一定引发冲击,而小于  $10^4$  J

的震动诱发冲击的可能性较小。从统计结果可以看出,煤岩体的冲击破坏从加载载荷特征看,具有明显的动静耦合加载特征。静载荷或动载荷单一作用诱发冲击矿压是特殊情况。因此,对冲击矿压机理研究、冲击危险评价研究必须考虑动静载荷特征。

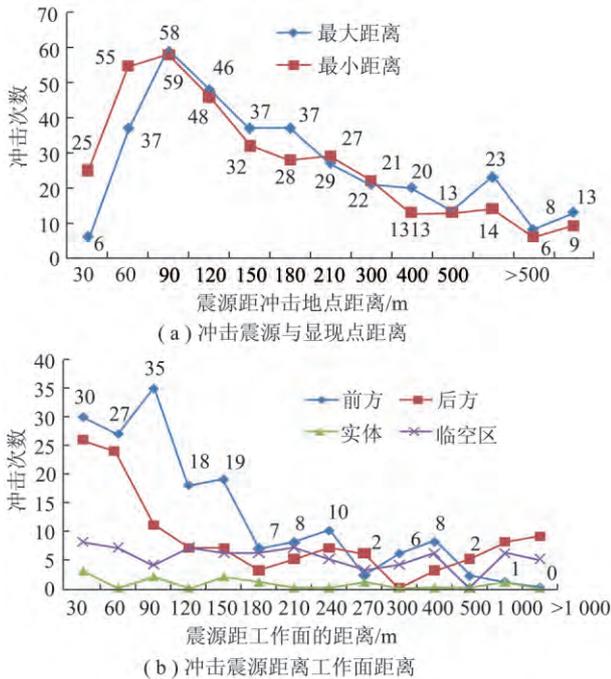


图1 冲击矿压震源与显现之间的关系

Fig. 1 Relationship between seismic source and destruction location of rockburst

## 1.2 冲击矿压发生的应力判据

根据上述对冲击矿压系统载荷特征的分析,笔者提出了动静叠加诱冲原理<sup>[12]</sup>,对于冲击矿压系统而言,基于能量机理可得

$$\frac{dU}{dt} = \frac{dU_R}{dt} + \frac{dU_C}{dt} + \frac{dU_S}{dt} > \frac{dU_b}{dt} \quad (1)$$

其中  $U_R$  为围岩中的弹性能;  $U_C$  为煤体中的弹性能;  $U_S$  为动载荷输入能量;  $U_b$  为煤体冲击破坏消耗的能量。考虑各向同性的线弹性体,将式(1)中能量采用应力进行表示:

$$U = \frac{([\sigma_{ij}]_j + [\sigma_{ij}]_d)^2}{2E} \quad U_b = \frac{([\sigma_{ij}]_{bmin})^2}{2E} \quad (2)$$

式中,  $[\sigma_{ij}]_j$ ,  $[\sigma_{ij}]_d$  分别为煤岩体中的静载荷与动载荷;  $[\sigma_{ij}]_{bmin}$  为发生冲击矿压时的临界应力;  $E$  为煤体弹性模量。

因此,冲击矿压的发生应满足

$$[\sigma_{ij}]_j + [\sigma_{ij}]_d > [\sigma_{ij}]_{bmin} \quad (3)$$

即采掘煤岩体系统上的静载荷与动载荷叠加后,超过了煤岩体冲击破坏的临界载荷时,发生冲击式破坏,造成冲击矿压的显现,图2为基于动静叠加诱冲

原理提出的冲击矿压发生模型,该模型能够解释现场冲击显现特征以及微震监测数据所反映的事实与规律。

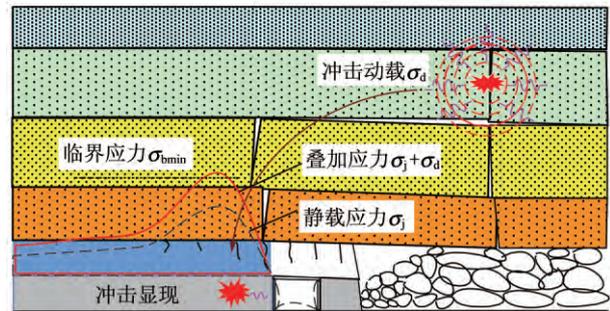


图2 煤矿冲击矿压动静叠加诱冲机理

Fig. 2 Principle of rockburst inducing by coupled dynamic and static load in coal mine

## 2 冲击危险评价的相对应力集中系数叠加法

### 2.1 相对应力集中系数

根据岩石力学原理,判断岩石是否发生破坏需要知道研究区域的应力状态以及强度准则,然而对于煤矿冲击矿压来说,目前还没有相应的强度准则,同时煤岩体的绝对应力状态也不易测试,而某一方向的相对应力变化是可以测试的。研究与统计表明,大部分冲击显现发生在应力异常区,尤其是高应力异常区。基于此,为了解决冲击显现无法用现有强度准则进行表述、不同应力无法标量叠加的问题,提出相对应力集中系数叠加法。将某一待分析区域内影响冲击矿压发生的某因素引起的最大主应力与自重应力的比值,称为相对应力集中系数分量,用  $\delta_{ij}$  表示,各分量的乘积为该区域的相对应力集中系数,记为  $\delta_i$ ,即

$$\delta_{ij} = \frac{(\sigma_1)_{ij}}{\sigma_0} = \frac{(\sigma_1)_{ij}}{\gamma H}$$

$$\delta_i = \prod_{j=1}^n \delta_{ij} \quad (4)$$

式中  $i, j$  为下标,分别代表区域与因素;  $(\sigma_1)_{ij}$  为某因素作用下煤体单元中的最大主应力;  $\sigma_0$  为区域煤体单元上的自重应力;  $\gamma$  为岩层平均容重;  $H$  为埋深。

### 2.2 冲击危险临界指标

#### (1) 本煤层发生过冲击矿压

对于在开采历史上本煤层发生过冲击矿压的情况,可以通过分析冲击矿压发生区域的相对应力集中系数作为上临界值,记为  $\delta_c$ ,同时,根据冲击发生的强度准则,将  $\frac{R_c}{\sigma_0}$  作为下临界值,  $R_c$  为煤体的饱和单轴抗压强度,将冲击矿压危险等级划分为无、弱、中、强,见表1。

表1 本煤层发生过冲击矿压的危险等级划分  
Table 1 Risk lever classification in coal seam that rockburst occurred

危险等级	判据
无	$\delta_i < \frac{R_c}{\sigma_0}$
弱	$\frac{R_c}{\sigma_0} \leq \delta_i < \frac{1}{3}(\delta_c - \frac{R_c}{\sigma_0})$
中	$\frac{1}{3}(\delta_c - \frac{R_c}{\sigma_0}) \leq \delta_i < \frac{2}{3}(\delta_c - \frac{R_c}{\sigma_0})$
强	$\delta_i \geq \frac{2}{3}(\delta_c - \frac{R_c}{\sigma_0})$

### (2) 本煤层未发生过冲击矿压

对于本煤层未发生过冲击矿压的矿井,一方面可参照煤体单轴抗压强度相差不大于20%的其它煤层或矿井临界相对应力集中系数 $\delta_c$ ,并按照上述判别准则进行。对于无参考资料的矿井,本文提出采用应力临界值作为临界指标。根据实验研究,发生冲击矿压的极限载荷与煤的单向抗压强度的大小有关。当煤的单向抗压强度大于20 MPa时,煤体发生冲击动力破坏的临界应力为50 MPa;当煤的单向抗压强度小于16 MPa时,煤体发生冲击动力破坏的临界应力为70 MPa;当煤的单向抗压强度在16~20 MPa时,发生冲击动力破坏的临界应力为50~70 MPa,如图3所示。

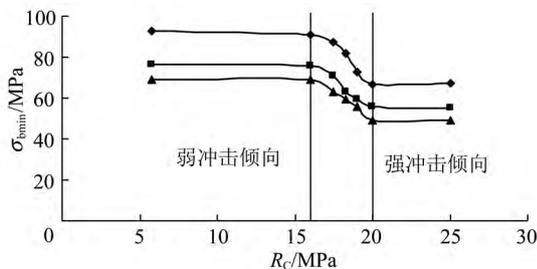


图3 煤体单轴抗压强度与冲击破坏临界应力的关系  
Fig. 3 Relationship between coal strength and rockburst critical stress

根据应力临界值,同样将冲击危险等级划分为无、弱、中、强,判据见表2。

## 3 影响冲击危险因素及相对应力集中系数确定方法

### 3.1 冲击影响因素分类

冲击矿压影响因素众多,有地质的因素,也有采矿的因素。这些因素在煤岩体单元内引起的载荷按照性质划分可以是动载荷(取决于应变率),也可以是静载荷,从对应力的影响效果上可以是增压型,即 $\delta_i \geq 1$ ,也可以是减压型,即 $0 \leq \delta_i < 1$ 。静载增压型因

素主要有:采动支承压力、覆岩运动、地质构造、坚硬顶板等;静载减压型因素主要有:保护层开采、防冲卸压、降低生产集中度。不同因素引起的相对应力集中系数可以采用矿山压力理论、岩石力学理论、现场测试、数值模拟的方法得到。其中增压型静载尤其是采动支承压力可以通过弹塑性力学给出解析解,也可以通过实测得到,而地质构造所引起的构造应力,可以利用构造力学、密度椭球体理论<sup>[13]</sup>、原位实测反演、数值模拟得到,已经有大量研究成果,本文不再赘述,重点对动载进行分析。

表2 未发生过冲击矿压的危险等级划分  
Table 2 Risk lever classification in coal seam that rockburst never occurred

危险等级	$R_c < 16$ MPa 判据	$R_c > 20$ MPa 判据
无	$\delta_i < \frac{R_c}{\sigma_0}$	$\delta_i < \frac{R_c}{\sigma_0}$
弱	$\frac{R_c}{\sigma_0} \leq \delta_i < \frac{70}{\sigma_0}$	$\frac{R_c}{\sigma_0} \leq \delta_i < \frac{50}{\sigma_0}$
中	$\frac{70}{\sigma_0} \leq \delta_i < \frac{90}{\sigma_0}$	$\frac{50}{\sigma_0} \leq \delta_i < \frac{70}{\sigma_0}$
强	$\delta_i \geq \frac{90}{\sigma_0}$	$\delta_i \geq \frac{70}{\sigma_0}$

### 3.2 煤矿动载应力计算方法

矿井开采中动载产生的来源主要有开采活动、煤岩体对开采活动的应力响应等。具体表现为煤岩体破裂、爆破、顶底板破断、岩层转移失稳、煤柱失稳、断层转移等。这些动载源可统一称为矿震。假设矿井煤岩体为三维弹性各向同性连续介质,则矿震应力波在煤岩体中产生的动载荷可表示为

$$\begin{cases} \sigma_{dp} = \rho v_p (v_{pp})_p \\ \tau_{ds} = \rho v_s (v_{ps})_s \end{cases} \quad (5)$$

其中 $\sigma_{dp}$ 、 $\tau_{ds}$ 分别为P波、S波产生的动载; $\rho$ 为煤岩介质密度; $v_p$ 、 $v_s$ 分别为P波、S波传播的速度; $(v_{pp})_p$ 、 $(v_{ps})_s$ 分别为质点由P波、S波传播引起的峰值震动速度。上述动载可根据微震监测系统观测到的矿震波形来确定P波、S波传播引起的峰值震动速度。一般情况下,当矿震能量在 $10^4$  J时,动载 $\sigma_{dp}$ 、 $\tau_{ds}$ 分别为10 MPa和12 MPa;当矿震能量在 $10^5$  J时,动载 $\sigma_{dp}$ 、 $\tau_{ds}$ 分别为20 MPa和24 MPa;当矿震能量在 $10^6$  J时,动载 $\sigma_{dp}$ 、 $\tau_{ds}$ 分别为30 MPa和36 MPa。

利用式(5)计算动载时,要考虑震动动载的衰减。通过井下原位测试可知,震动波质点峰值速度 $v_0(L)$ 与传播距离 $L$ 呈幂函数关系,见式(6)。

$$v_0(L) = v_{0,max} L^{-\lambda} \quad (6)$$

式中 $v_{0,max}$ 为震源区质点峰值速度; $\lambda$ 为煤岩体衰减

系数。

对于顶板破断过程中的震动动载,可利用式(7)进行能量估算后,转化为动载。

$$\begin{cases} U_{dc} = 0.1U_{wc}L^{-\lambda} = 0.1 \frac{q^2 l_c^5}{576EJ} L^{-\lambda} \\ U_{dz} = 0.1U_{wz}L^{-\lambda} = 0.1 \frac{q^2 l_z^5}{8EJ} L^{-\lambda} \end{cases} \quad (7)$$

式中,  $U_{dc}$ 、 $U_{dz}$  分别为初次、周期破断动载能量;  $U_{wc}$ 、 $U_{wz}$  分别为顶板初次、周期破断前积聚的弹性能; 0.1 为弹性能转化为震动能量系数;  $q$  为顶板岩层上的载荷;  $l_c$ 、 $l_z$  分别为初次、周期破断步距;  $E$  为顶板岩层的弹性模量;  $J$  为惯性矩;  $L$  为破裂点距煤岩单元体的距离。

#### 4 相对应力集中系数叠加法使用流程

(1) 将需要评价的冲击危险区域按一定间距进行网格划分,确定各网格节点  $P_i$  的坐标  $(x_i, y_i)$ ;

(2) 根据确定的各网格节点  $P_i$  的坐标  $(x_i, y_i)$  分析评价区域内应力分布的影响因素,确定用于冲击危险评价的影响因素  $M_j$ ;

(3) 按国标 GB/T 23561.7—2009 测定煤的单轴抗压强度  $R_C$ ;

(4) 计算自重应力  $\sigma_0$ ;

(5) 采用岩石力学理论分析或数值模拟软件计算各网格节点  $P_i$  处的各评价因素  $M_j$  引起的相对应力集中系数分量  $\delta_{ij}$ ;

(6) 分别对各网格节点  $P_i$  求相对应力集中系数  $\delta_i$ ;

(7) 按照表 1 或表 2 确定冲击危险临界指标与危险等级;

(8) 采用插值法对评价区域相对应力集中系数进行插值,得到分布云图;

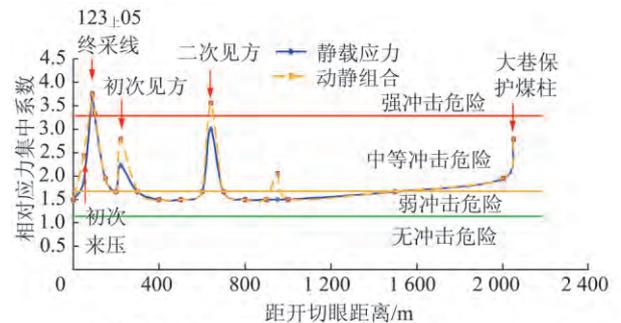
(9) 按照(7)确定的等级划分界限,得到评价区域冲击危险区域及等级划分结果。

#### 5 工程实践

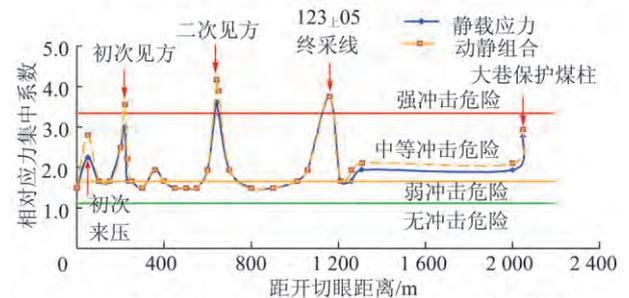
某矿 123<sub>下</sub>04 工作面位于十二采区中部,东邻 123<sub>下</sub>03 采空区,西部为 F8 断层保护煤柱,北部靠近金桥集团保护煤柱,距井田边界约 301 m,终采线南距十二采 3<sub>下</sub>回风巷 103.7~148.2 m。上方为 123<sub>上</sub>05、123<sub>上</sub>04 采空区及 3<sub>上</sub>煤层冲刷区,3<sub>上</sub>煤与 3<sub>下</sub>煤间距为 30.8~34.08 m,平均 32.8 m。工作面标高为 -611.0~-687.6 m,平均为 -655.0 m。受断层影响,工作面宽度在推进过程中有所变化,123<sub>下</sub>04 工作面分为 3 个块段,第 1 块段推进长度 222 m,净面长

257 m;第 2 块段推进长度 860 m,净面长 350 m,第 3 块段推进长度 670 m,净面长 218 m。工作面总体煤层较厚,煤厚最大 7.0 m,平均煤厚为 4.58 m。基本顶为中砂岩,厚度为 14.52~26.54 m,平均厚度 20.96 m  $f=8\sim 10$ 。直接顶为粉砂岩,厚度为 0~2.44 m,平均厚度 1.22 m  $f=4\sim 6$ ,煤体单轴抗压强度 10~20 MPa。

本煤层发生过冲击矿压,通过计算冲击地点的相对应力集中系数为 6.1。因此,对于 123<sub>下</sub>04 工作面,危险等级为:无冲击危险,  $\delta_i < 1.11$ ;弱冲击危险,  $1.11 \leq \delta_i < 1.66$ ;中等冲击危险,  $1.66 \leq \delta_i < 3.33$ ;强冲击危险,  $\delta_i > 3.33$ 。根据以上分析,综合考虑构造应力、采动支承压、残余支承压、顶板断裂动载、采动断层滑移动载的影响,对 123<sub>下</sub>04 工作面沿两巷应力水平进行了分析,如图 4 所示。图 5 为 123<sub>下</sub>04 工作面在回采过程中,能量高于 5 000 J 的震动分布,与采用相对应力集中系数叠加评价的结果具有较高的一致性,提高了预警的精度与防冲效率,保证了工作面的安全回采。



(a) 沿运输平巷相对应力集中系数法冲击危险评价结果



(b) 沿轨道平巷相对应力集中系数法冲击危险评价结果

图 4 123<sub>下</sub>04 工作面沿两平巷相对应力集中系数评价冲击危险

Fig. 4 Rockburst risk assessment by the relative stress concentration factor along the roadways in LW123<sub>lower</sub>04

#### 6 结 论

(1) 明确了煤岩体发生冲击矿压的载荷特征为动静耦合加载。在进行冲击危险分析、评价过程中应分别考虑静载荷和动载荷的影响。

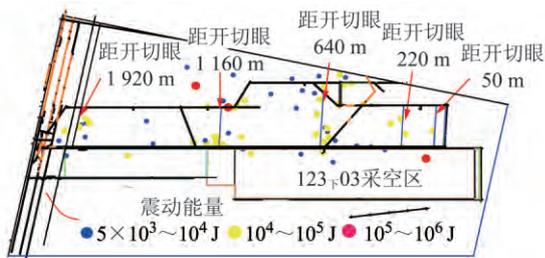


图5 123<sub>下</sub>04工作面回采过程中高能(大于5 000 J)震动分布

Fig. 5 Seismic events with energy exceeds 5 000 J distribution during excavation of LW123<sub>lower</sub>04

(2) 提出了冲击危险评价的相对应力集中系数叠加法,将某一待分析区域内影响冲击矿压发生的某因素引起的最大主应力与自重应力的比值称为相对应力集中系数分量,各分量的乘积为该区域的相对应力集中系数。将影响冲击矿压的因素从载荷特性上分为静载荷和动载荷,从对应力影响效果上分为增压型与减压型。

(3) 提出了基于相对应力集中系数的冲击危险评价临界指标与危险等级。发生过冲击矿压的矿井利用冲击区域的总相对应力集中系数作为临界指标,未发生冲击的矿井利用临界应力与自重应力的比值作为临界值。根据相对应力集中系数与临界值的比值对冲击危险等级进行了划分。

(4) 通过具体分析、筛选评价区域具体的影响冲击矿压的因素,采用定量的相对应力集中系数,与其它工程类比法相比,分析更加全面、更具针对性,冲击危险等级划分考虑了本煤层特征,评价分级结果更可靠、更准确;另外,可将评价区域进行网格化,与已有方法对评价区域进行笼统评价相比,评价结果更细致,冲击防范更具针对性。现场应用表明,该评价方法与现场监测冲击危险等级具有较高的一致性,能够有效指导工作面冲击矿压防治工作。

#### 参考文献(References):

[1] 姜耀东,潘一山,姜福兴,等.我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J].煤炭学报,2014,39(2):205-213.  
JIANG Yaodong, PAN Yishan, JIANG Fuxing, et al. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205-213.

[2] 张宏伟,荣海,陈建强,等.基于地质动力区划的近直立特厚煤层冲击地压危险性评价[J].煤炭学报,2015,40(12):2755-

2762.

ZHANG Hongwei, RONG Hai, CHEN Jianqiang, et al. Risk assessment of rockburst based on geo-dynamic division method in suberect and extremely thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(12): 2755-2762.

[3] 冯夏庭,张传庆,陈炳瑞,等.岩爆孕育过程的动态调控[J].岩石力学与工程学报,2012,31(10):1983-1997.  
FENG Xiating, ZHANG Chuanqing, CHEN Bingrui, et al. Dynamical control of rockburst evolution process[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(10): 1983-1997.

[4] 冯夏庭.智能岩石力学[M].北京:科学出版社,2008.  
FENG Xiating. Intelligent rock mechanics[M]. Beijing: Science Press, 2008.

[5] ZHOU J, LI X B, SHI X Z. Long-term prediction model of rockburst in underground openings using heuristic algorithms and support vector machines[J]. Safety Science, 2012, 50(4): 629-644.

[6] SHARAN S K. A finite element perturbation method for the prediction of rockburst[J]. Computers & Structures, 2007, 85(17-18): 1304-1309.

[7] PENG S S. Coal mine ground control[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2013.

[8] KIM K M, KEMENY J. Effect of thermal shock and rapid unloading on mechanical rock properties[A]. The 43rd US Rock Mechanics Symposium[C]. Asheville, ARMA 09-84, 2009.

[9] DOU L M, CHEN T J, GONG S Y, et al. Rockburst hazard determination by using computed tomography technology in deep workplace[J]. Safety Science, 2012, 50: 736-740.

[10] 姜福兴,舒凑先,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):2428-2435.  
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): 2428-2435.

[11] 齐庆新,李晓璐,赵善坤.煤矿冲击地压应力控制理论与实践[J].煤炭科学技术,2013,41(6):1-5.  
QI Qingxin, LI Xiaolu, ZHAO Shankun. Theory and practices on stress control of mine pressure bumping[J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(6): 1-5.

[12] 窦林名,何江,曹安业,等.煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治[J].煤炭学报,2015,40(7):1469-1476.  
DOU Linming, HE Jiang, CAO Anye, et al. Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced in coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(7): 1469-1476.

[13] 于双忠,彭向峰,李文平,等.“密度平衡椭球体”理论研究的新进展[J].中国矿业大学学报,1989,18(3):33-42.  
YU Shuangzhong, PENG Xiangfeng, LI Wenping, et al. New development of density equilibrium ellipsoid theory[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1989, 18(3): 33-42.

DOI:10.13247/j.cnki.jcumt.000830

## 20 厚煤层综放开采的降载减冲原理及其应用研究

窦林名<sup>1</sup>, 李振雷<sup>1,2</sup>, 何学秋<sup>2</sup>

(1. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116;

2. 北京科技大学 土木与资源工程学院, 北京 100083)

**摘要:** 冲击矿压是典型的煤岩动力灾害之一, 随开采强度增大, 厚煤层的冲击频次更高、致灾程度更严重, 因此, 厚煤层开采冲击灾害防治是必须要解决的问题。综合采用调研、理论分析、数值模拟及工程实践等方法, 研究厚煤层综放开采的降载减冲原理。结果表明: 综放开采对采场和巷道围岩应力集中具有弱化作用; 随采厚增加, 综放开采的静载集中程度先快速降低再趋于稳定, 动载扰动先缓慢增大再陡然台阶升高。综放开采在一定采厚范围内具有降载减冲效应。厚煤层防冲应优先选择综放采煤法, 通过在合理范围内增加采厚来降低静载应力集中并通过实施断顶措施来弱化动载扰动。兴安矿和峻德矿的工程实践表明, 综放开采相对于分层综采的冲击频次少、范围小、烈度轻, 证实综放开采具有降载减冲作用。

**关键词:** 冲击矿压; 厚煤层; 综放开采; 动载扰动; 静载集中

**中图分类号:** TD 324      **文献标志码:** A      **文章编号:** 1000-1964(2018)02-0221-10

### Principle of rockburst control by weakening static and dynamic loading using top-coal caving in the mining of thick coal seams

DOU Linming<sup>1</sup>, LI Zhenlei<sup>1,2</sup>, HE Xueqiu<sup>2</sup>

(1. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China;

2. School of Civil and Resources Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

**Abstract:** Rockburst is one of the characteristic coal-rock dynamic disasters. With the increasing mining intensity, the number of rockbursts occurring in thick coal seams is larger and the induced damage is severer. The control of rockburst occurring in thick coal seam mining is an urgent problem in need of solution. To solve this problem, a study was carried out by means of in situ investigation, theoretical analysis, numerical simulation, and engineering practice etc. The results show that top-coal caving mining can reduce the stress concentration around roadways and coalfaces. With increasing mining height, the dynamic disturbance in top-coal caving mining rises gradually and then suddenly jumps to a high value, while the static stress concentration decreases rapidly and then reduces slowly to a stable value. Top-coal caving mining can reduce rockburst risk in a certain mining height range. Therefore, it is recommended that the top-coal caving method should be the preferred method of extraction when mining coal seams of

**收稿日期:** 2016-12-29

**基金项目:** 国家重点研发计划项目(2016YFC0801403); 江苏省重点研发计划项目(BE2015040); 中国博士后科学基金项目(2017M610048); 中央高校基本科研业务费(FRF-TP-16-072A1); 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室开放基金项目(SKLCRSM16KF05)

**通信作者:** 李振雷(1988—), 男, 山东省菏泽市人, 讲师, 工学博士, 从事煤岩动力灾害方面的研究。

**E-mail:** lizhenlei@ustb.edu.cn      **Tel:** 15901543689

**引用格式:** 窦林名, 李振雷, 何学秋. 厚煤层综放开采的降载减冲原理及其应用研究[J]. 中国矿业大学学报, 2018, 47(2): 221-230.

DOU Linming, LI Zhenlei, HE Xueqiu. Principle of rockburst control by weakening static and dynamic loading using top-coal caving in the mining of thick coal seams[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2018, 47(2): 221-230.

a certain thickness. Static stress concentration is reduced by reasonably increasing the mining height, and dynamic disturbance is weakened by taking roof pre-splitting measures. Field practice in Xing'an and Junde mines reveals that top-coal caving mining reduces the range over which damage is likely to be suffered and also the severity and frequency of rockbursting when compared with slicing mining, which verified the rockburst-reducing effect of top-coal caving mining.

**Key words:** rockburst; thick coal seam; fully mechanized top-coal caving mining; dynamic disturbance; stress concentration

我国冲击灾害形势严峻,截至 2015 年,冲击矿井已达 177 座,遍布主要产煤区.冲击矿压分布广泛,各种煤层厚度和采煤方法均记录有冲击矿压的发生,尤以厚煤层的冲击频次更高、致灾程度更严重.据不完全统计,自 2008 年以来我国典型矿井厚煤层开采已累计发生 700 余次冲击<sup>[1]</sup>,常造成巷道与采场的瞬间大变形甚至闭合,而厚煤层以综放开采为主,因此,研究厚煤层综放开采的冲击机制与防治方法具有重要的理论和现实意义.

早在 20 世纪 90 年代我国多个煤矿便进行了利用综放开采减弱厚煤层冲击显现的相关工程实践,有效抑制了冲击的发生,如文献[2-4]以及华丰矿、老虎台矿等.近 10 a 来,随着开采深度增加、开采强度增大、地质条件日趋复杂,我国多个矿区利用综放开采仍然发生冲击,甚至冲击频次更高,如华亭矿区、义马矿区等.综放防冲理论方面,主要采用理论分析<sup>[5]</sup>、数值模拟<sup>[6-7]</sup>、现场实测<sup>[2]</sup>、案例分析<sup>[8]</sup>以及多手段相结合的方法<sup>[3,9-11]</sup>研究综放面的支承压力分布特征或分析综放面的冲击影响因素<sup>[12]</sup>、覆岩结构特征<sup>[13]</sup>及冲击机制<sup>[14]</sup>,认为综放开采的支承压力峰值较低而范围较大,有利于防冲.上述研究主要基于经典冲击矿压理论,如强度理论<sup>[15]</sup>、刚度理论<sup>[16-18]</sup>、能量理论<sup>[19-20]</sup>、冲击倾向理论<sup>[21-23]</sup>、三准则理论<sup>[24]</sup>等,研究对象主要为静载应力分布.而实践表明冲击矿压是动静载叠加作用的结果,相关学者已对动载的诱冲作用进行一定研究<sup>[25-32]</sup>并形成相关理论,如动静载叠加诱冲原理<sup>[33]</sup>、冲击地压启动理论<sup>[34]</sup>等.可见,综放开采冲击矿压与动载扰动密切相关.

本文重点研究了综放开采的动载扰动和静载分布随采厚的演化规律,揭示了综放开采的降载减冲效应.

## 1 综放面围岩动静载分布规律

### 1.1 综放开采静载分布特征

厚煤层通常采用综放开采或分层综采,分层综

采一般先采顶分层再采底分层,采顶分层时具有冲击危险,采底分层时一般因处于卸压带而无冲击危险或冲击危险很低,因此,对比综放开采和分层综采顶分层更具有现实意义.与分层综采顶分层相比,综放开采的两带高度较大,使部分覆岩重量由煤壁支撑转变为由采空区支撑,加之(裂隙)顶煤传递应力的效能较低,覆岩结构传递水平推力效能较高,最终造成采场与巷道围岩的应力集中程度较低、应力峰值距煤壁距离较大、能量集中区向深部转移,如图 1 所示.现采用数值模拟方法予以验证.

数值计算采用 FLAC<sup>3D</sup> 软件,模拟煤层埋深 600 m,煤厚 7 m,模型尺寸 240 m×210 m×170 m(走向×倾向×垂向),顶板岩层厚 113 m,底板岩层厚 50 m.

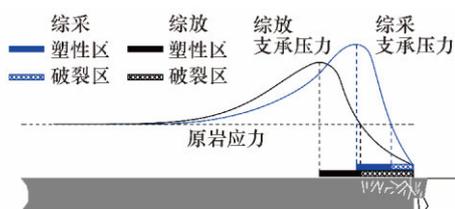


图 1 综放与分层综采造成的围岩应力分布差异  
Fig. 1 Stress distribution derived from top-coal caving mining vs slicing mining

模型共开挖 2 个工作面和 2 条巷道,根据覆岩运动及应力分布的对称性,2 个工作面分别位于模型倾向的 2 个边界,其宽度取实际宽度的 1/2 即 100 m,巷道尺寸 4 m×3 m(倾向×垂向),模型中部留 10 m 宽的煤柱.开挖方式分 2 种:1) 开挖顶分层,采厚 3 m,巷道沿顶板布置,模拟分层综采;2) 开挖整个煤层厚度,巷道沿底板布置,模拟综放开采. P1 和 P2 用于模拟首采面和接续面, R1 和 R2 用于模拟实体巷和临空巷.模型边界条件为:顶面应力约束,施加 12.0 MPa 等效载荷,4 个侧面为法向位移约束,侧压系数设为 1.0,底面为法向和切向位移约束.

图 2 和表 1 为数值计算模型和煤岩物理力学

参数,图3和表2,3为工作面推进120 m时的数值计算结果,表2和表3中的a,b,c,d与图3a,3b,3c,3d对应,分别表示分层开采首采面、分层开采接续面、综放开采首采面、综放开采接续面。

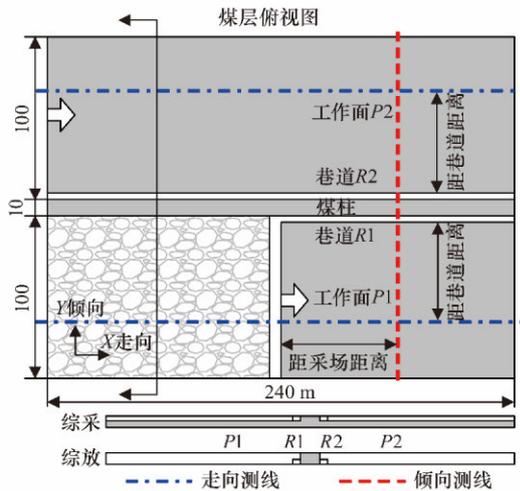


图2 数值计算模型、尺寸及测线布置  
Fig. 2 Numerical model, model dimension, and measuring line layout

表1 煤岩层赋存及其力学参数

Table 1 Coal rock layers and mechanical parameters

岩性	层厚/ m	密度/ (kg· m <sup>-3</sup> )	体积 模量/ GPa	剪切 模量/ GPa	内聚 力/ MPa	内摩 擦角/ (°)	抗拉 强度/ MPa
中砂岩	15	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62
粉砂岩	15	2 700	2.68	1.84	2.00	32	2.00
细砂岩	5	2 600	5.56	4.17	2.00	35	2.50
中砂岩	15	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62
粉砂岩	15	2 700	2.68	1.84	2.00	32	2.00
砂质泥岩	5	2 400	3.46	1.84	1.60	29	1.30
粗砂岩	11	2 557	6.75	4.25	4.48	26	4.62
砂质泥岩	6	2 400	3.46	1.84	1.60	29	1.30
中砂岩	8	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62
细砂岩	6	2 600	5.56	4.17	2.00	35	2.50
中砂岩	5	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62
砂质泥岩	5	2 400	3.46	1.84	1.60	29	1.30
泥岩	2	2 200	3.03	1.56	1.20	27	1.00
煤	7	1 400	1.19	0.37	0.80	23	0.50
泥岩	1	2 200	3.03	1.56	1.20	27	1.00
细砂岩	4	2 600	5.56	4.17	2.00	35	2.50
中砂岩	10	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62
泥岩	5	2 200	3.03	1.56	1.20	27	1.00
中砂岩	30	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62

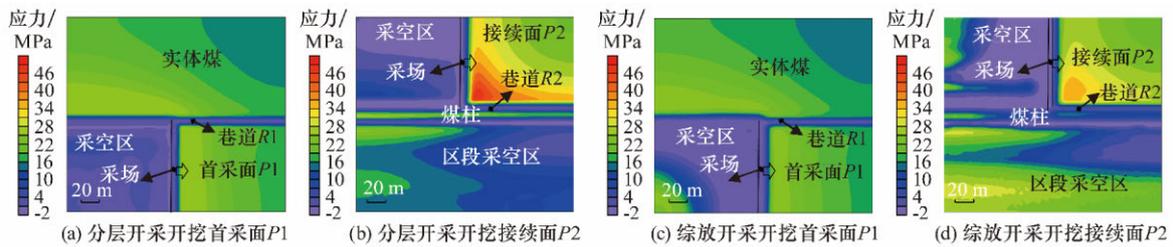


图3 回采期间围岩垂直应力分布云图  
Fig. 3 Stress contours showing the vertical stress distribution within surroundings during mining

表2 采场超前应力峰值及应力峰值距采场的距离

Table 2 The peak of lead abutment stress and its distance from the coalface

与煤柱距离/ m	采场超前应力峰值 / MPa				应力峰值超前采场距离 / m			
	a	b	c	d	a	b	c	d
8	22.89	27.46	21.73	28.87	6.99	8.99	18.00	20.00
18	29.37	48.10	25.68	36.94	7.98	14.00	16.00	18.00
28	29.41	44.51	25.37	35.87	7.98	15.00	16.00	20.00
48	29.34	37.88	24.72	31.35	7.97	15.99	18.00	24.00
68	29.34	33.96	24.80	28.50	9.98	13.98	18.00	25.99
88	29.35	32.13	25.04	27.17	9.98	13.97	18.00	25.99

表3 巷道周边应力峰值及应力峰值距巷道的距离

Table 3 The peak of abutment stress surrounding the roadway and its distance from the roadway

采场前方距离/ m	巷道周边应力峰值/MPa				应力峰值距巷道距离/m			
	a	b	c	d	a	b	c	d
4	26.03	20.37	24.10	9.84	5.98	6.96	12.00	5.99
10	28.67	49.29	23.75	31.05	5.96	7.97	10.00	9.99
20	25.40	46.48	25.35	37.02	5.96	7.96	10.00	16.00
40	21.77	41.50	22.16	33.49	6.97	6.96	10.00	18.00
70	19.06	38.18	19.24	29.91	7.99	6.98	14.00	16.00
110	17.70	36.22	17.70	27.99	8.99	6.98	14.00	14.00

由图3和表2,3知,综放开采与分层综采相比,采场和巷道围岩的应力集中程度明显降低,且

应力峰值向煤体深部转移.采用综放开采相对于分层综采而言,距煤柱相同距离,首采面和接续面的

超前应力集中系数分别降低了 0.31~0.25 和 0.74~0.33,降低比例为 15.76%~12.58% 和 23.21%~15.43%,超前采场相同距离,临空巷周边应力集中系数降低了 1.22~0.53,降低比例为 37.01%~19.30%,而实体巷周边应力集中系数仅在超前采场 10 m 位置降低了 0.33,超前采场更远处没有降低;首采面和接续面的超前应力峰值分别向深部转移了 8~10 m 和 4~12 m,实体巷和临空巷周边应力峰值分别向深部转移了 3~6 m 和 2~11 m. 上述数据同时也表明综放开采对接续面的围岩应力集中的弱化作用比对首采面的高,对临空巷的围岩应力集中的弱化作用比对采场的高.

接续面的高应力集中与区段采空区造成的侧向集中应力密不可分,因此,采用数值模拟研究采厚对侧向应力的影响规律. 以上述的数值模型为基础,取一倾向剖面,走向取单位厚度 1 m,建立 FLAC<sup>3D</sup>平面应变模型,并将倾向尺寸由 210 m 增加至 600 m,研究首采面开挖后接续面的侧向应力分布规律,首采面和接续面宽度均为 200 m,各留 100 m 边界煤柱以弱化边界效应. 不改变煤层埋深及顶底板岩性与厚度,改变煤层厚度为 20 m,采厚为 3~20 m 沿顶板开采,则留底煤厚 0~17 m. 模型边界条件为:顶面应力约束,底面和侧面法向位移约束,整个模型限定走向无位移和变形. 计算结果见图 4 和图 5.

图 4,5 显示:

1) 随采厚由 3 m 增加至 20 m,实体煤应力降低而采空区应力升高,表明采厚增加使覆岩重量由实体煤承载部分转变为由采空区承载;支承压力分布由“尖而窄”逐渐变为“宽而缓”;应力集中程度降低、范围增大、应力峰值距离区段采空区更远.

2) 采厚增加使支承压力分布改变的速率随着采厚的增大而逐渐降低,当采厚超过某特定值继续增大时,支承压力分布趋于稳定不再明显改变. 比如采厚由 3 m 增加至 13 m 过程中,应力峰值由 30.41 MPa 依次递减降低至 21.39 MPa,降幅为 9.02 MPa,应力峰值距采空区距离由 23.99 m 近似线性的增加至 52.39 m,增幅为 28.40 m,采厚超过 13 m 继续增大过程中,应力峰值及应力峰值距采空区距离无明显降低或增加,应力分布曲线无明显变化.

3) 采厚大时支承压力的影响范围大,但影响程度低. 采厚超过 13 m 后,应力峰值深入煤体超过 45 m,支承压力影响范围超过 140 m,但应力集中系数由采厚 3 m 时的 1.97~2.04 降低至 1.44

~1.61.

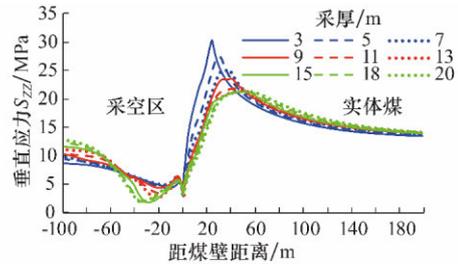


图 4 采空区和实体煤垂直应力分布随采厚的演化规律  
Fig. 4 Vertical stress distribution within the gob and gob-side coal body when the mining height varies

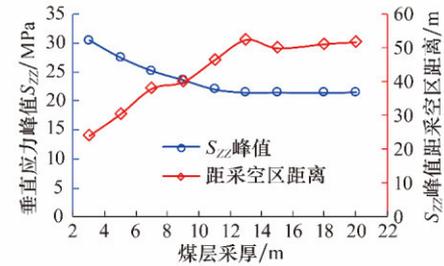


图 5 实体煤垂直应力峰值及其位置随采厚的演化规律  
Fig. 5 Vertical stress peak and its location within gob-side coal body when the mining height varies

可见,对特定煤层赋存厚度,增加采厚可降低围岩应力集中程度,且使应力峰值向煤体深部转移,但采厚对围岩应力的影响是有限的,当采厚超过某特定值继续增大时,围岩应力不再明显改变.

## 1.2 综放开采动载扰动特征

综放开采的动载扰动主要源自覆岩破断产生的矿震<sup>[35]</sup>,可表示为

$$\begin{cases} \sigma_{aP} = \rho C_P v_{Pp}, \\ \sigma_{aS} = \rho C_S v_{Sp}, \end{cases} \quad (1)$$

式中: $\sigma_{aP}$ , $\sigma_{aS}$ 分别为 P 波和 S 波传播时该点产生的法向和切向应力,Pa; $\rho$ 为介质密度, $\text{kg}/\text{m}^3$ ; $C_P$ , $C_S$ 分别为 P 波和 S 波在介质中的传播速度, $\text{m}/\text{s}$ ; $v_{Pp}$ , $v_{Sp}$ 分别为 P 波和 S 波传播时的质点振动速度, $\text{m}/\text{s}$ .

震动波在煤岩介质中的传播呈幂函数衰减规律,可表示为

$$v = v_0 L^{-\lambda}, \quad (2)$$

式中: $v$ 为震动波传播处的质点振动速度, $\text{m}/\text{s}$ ; $v_0$ 为震源边界处的质点振动速度, $\text{m}/\text{s}$ ; $L$ 为距震源边界的距离, $\text{m}$ ; $\lambda$ 为衰减系数,与传播介质有关.

由式(1)和式(2)可得震动波由震源边界传播至介质特定位置引起的动载扰动为

$$\sigma_d = \rho_n C_n v_0 \prod_{i=1}^n L_i^{-\lambda_i}, \quad (3)$$

式中: $L_i$ 为震动波在第  $i$  种介质的传播距离, $\text{m}$ ; $\lambda_i$ 为第  $i$  种介质的衰减系数; $\sigma_d$ 为传播至距离震源边

界  $L_n$  处引起的动载扰动, MPa;  $\rho_n$  为传播至  $L_n$  处的介质密度,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;  $C_n$  为传播至  $L_n$  处的介质波速,  $\text{m}/\text{s}$ ;  $v_0$  为震源边界处的质点振动速度,  $\text{m}/\text{s}$ ;  $n$  为第  $n$  种传播介质. 其中,  $L_n = \sum_{i=1}^n L_i, \text{m}$ .

式(3)表明, 矿震动载扰动与震源处质点振动速度和传播介质有关, 其中, 前者与覆岩破断释放能量正相关.

综放条件下, 由下而上关键层破断方式可分为图 6 所示的 4 种, 其中对采场和巷道围岩造成显著影响的为中低位关键层, 破断方式为 a1, a2, b1. 方式 a1 可简化为图 7a 所示的悬臂梁结构, 方式 a2 和 b1 简化为图 7b 所示的末端受垂向集中载荷  $R$  作用的悬臂梁结构.

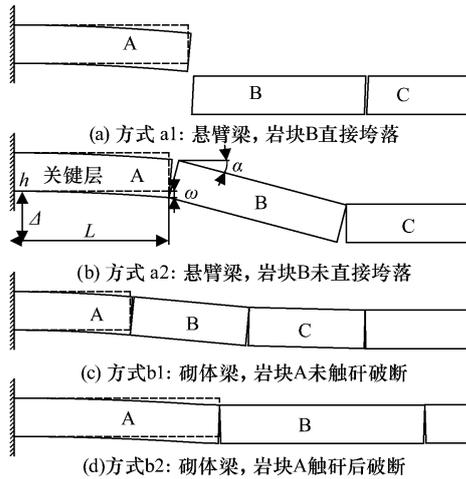


图 6 综放开采关键层破断形成结构一般形式  
Fig. 6 The structure formed within key strata after breakage during top-coal caving mining

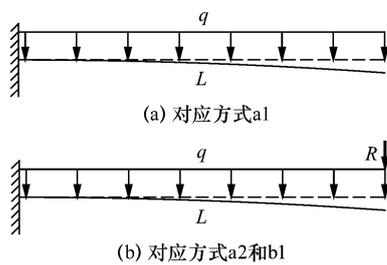


图 7 关键层破断力学模型

Fig. 7 The mechanical model showing key strata fracture

均布载荷  $q$  由关键层理论求得, 方式 a2 和 b1 的垂向集中载荷可取

$$\begin{cases} R=qL/2 & (\text{方式 a2}), \\ R=\frac{4h_0-3\sin\alpha}{2(2h_0-\sin\alpha)}qL & (\text{方式 b1}), \end{cases} \quad (4)$$

式中:  $R$  为关键层末端承受集中载荷, N;  $q$  为关键层自身及覆岩均布载荷,  $\text{N}/\text{m}^2$ ;  $L$  为关键层破断步距, m;  $\alpha$  为岩块回转角,  $^\circ$ ;  $h_0$  为岩块厚长比, 即  $(h_0=h/L)$ ,  $h$  为岩层厚度, m.

由材料力学和结构力学, 求得关键层破断步距和释放能量分别为

$$\begin{cases} L_{pa1}=h\sqrt{R_t/3q}, \\ L_{pa2}=h\sqrt{R_t/6q}, \\ L_{pb1}=h\sqrt{\frac{2h-\Delta R_t}{3h-2\Delta 6q}}, \end{cases} \quad (5)$$

$$\begin{cases} U_{a1}=\frac{q^2L^5}{20EI}, \\ U_{a2}=\frac{31q^2L^5}{120EI}, \\ U_{b1}=\frac{q^2L^5}{20EI}+\frac{RqL^4}{4EI}+\frac{R^2L^3}{3EI}, \end{cases} \quad (6)$$

式中:  $L_{pa1}, L_{pa2}, L_{pb1}$  分别为方式 a1, a2, b1 的破断步距;  $U_{a1}, U_{a2}, U_{b1}$  分别为方式 a1, a2, b1 破断时顶板释放的能量;  $R_t$  为岩层抗拉强度, MPa;  $\Delta$  为岩层回转下沉量, m;  $E$  为弹性模量, Pa;  $I$  为截面对中性轴的惯性矩, 取  $I=bh^3/12, \text{m}^4$ ,  $b$  为沿工作面方向顶板破断宽度, m.

关键层为砌体梁式破断或者悬臂梁式破断的判据<sup>[36]</sup>为

$$\begin{cases} F.S._{\text{滑落}}(h_0, \alpha) = \frac{3}{4}\sin\alpha - h_0 + \tan\varphi \geq 0, \\ F.S._{\text{弯曲}}(h_0, \alpha) = -\frac{3}{2}\sin\alpha + h_0 > 0, \\ F.S._{\text{压碎}}(h_0, \alpha) = (\sin^2\alpha - 3h_0\sin\alpha + 2h_0^2) \cdot \frac{1}{4}\eta - \frac{q}{\sigma_c} \geq 0, \end{cases} \quad (7)$$

式中:  $\tan\varphi$  为岩块间摩擦系数, 根据文献<sup>[37]</sup>的研究, 当正应力在 200 MPa 以内时大部分岩石和接触面可取 0.85;  $\eta$  为挤压系数, 即岩块挤压强度与单轴抗压强度之比, 根据文献<sup>[38]</sup>可取 0.4.

当式(7)中的 3 个式子同时满足时关键层以砌体梁式破断, 否则以悬臂梁式破断. 该公式表明当采厚较大时岩层回转下沉量较大, 关键层易悬臂梁式破断.

以一个计算实例说明关键层以不同方式破断的差异, 岩层参数见表 4.

表 4 计算实例  
Table 4 An example showing parameters used for calculation

岩层序号	岩性	体积力 $\gamma_i/(\text{kN}\cdot\text{m}^{-3})$	厚度 $h_i/\text{m}$	弹性模量 $E_i/\text{GPa}$	抗拉强度 $R_{ti}/\text{MPa}$
1	中砂岩	23	4.0	25	7.0
2	泥岩	25	2.7	11	2.0
3	砂质泥岩	26	2.0	15	2.5
4	中砂岩	25	5.5	23	7.0

针对岩层 1 计算, 岩层厚 4 m, 抗拉强度 7 MPa, 由关键层理论计算得到其承受 174.7 kPa 的

均布载荷,由式(5)~(7)计算得到破断步距和释放能量,结果见表5.

表5 不同破断方式下关键层破断步距和能量释放计算实例  
Table 5 An example showing the calculated fracture span and energy release of the key stratum in the case of different fracture modes

破断方式	破断步距/m	与 $L_{pa1}$ 比值	释放能量 <sup>1</sup> /kJ	与 $U_{a1}$ 比值
a1	14.62	1.000	7.64	1.000
a2	10.34	0.707	6.98	0.913
b1	9.25~8.44	0.632~0.577	6.57~6.21	0.860~0.813

注: <sup>1</sup>指单位宽度顶板破断时释放的能量.

表5显示同等条件下关键层以方式a1,a2,b1破断时的破断步距和释放能量之比分别为1/0.707/(0.632~0.577)和1/0.913/(0.860~0.813).可见,随采厚增大,对特定关键层而言,其破断步距和释放能量先缓慢增大再陡然台阶升高,表明覆岩破断动载扰动随采厚增大先缓慢增大再陡然台阶升高.

## 2 综放开采的降载减冲效应

### 2.1 综放的降载减冲效应

综放开采的覆岩结构特征相对于分层综采具有特殊性,造成其独特的动静载特征:随采厚的增加,动载扰动先缓慢增大再陡然台阶升高、而静载集中程度先快速降低再趋于稳定.则动载和静载的叠加作用在采厚增加过程中先趋于减弱再陡然增强(图8).由动静载叠加诱冲原理<sup>[33]</sup>,厚煤层采用综放开采在一定采厚范围内有利于降低冲击危险、减少冲击矿压发生频度、减弱冲击显现强度,即综放开采具有降载减冲效应,但不能彻底消除冲击矿压.

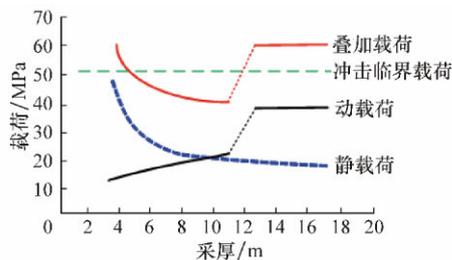


图8 综放开采的动静载特征  
Fig. 8 Static and dynamic load characteristics in top-coal caving mining

### 2.2 综放降载减冲设计方法

厚煤层综放开采冲击灾害防治应综合考虑降低静载荷和动载荷两方面.

降低静载.对特定厚煤层,优先采用综放采煤工艺,尽可能增加采厚、减小底煤厚度,使围岩静载应力处于较低水平.采厚不宜过大,一般应小于11

~13 m,因为,此时继续增加采厚不能明显降低巷道和采场周边应力集中,但可能加剧覆岩破断产生的动载扰动,反而对防冲不利.此外,可采取煤体大直径钻孔卸压、煤体卸压爆破等措施进一步降低围岩应力集中.

降低动载.考虑改变传播路径介质属性和控制动载源:采用综放采煤工艺,通过增加顶煤厚度、破碎顶煤,使覆岩破断矿震震源至围岩的传播距离增加,传播路径包含(裂隙)顶煤,增大对震动波的衰减吸收;通过实施断顶措施,减小覆岩破断步距、降低动载源强度.

## 3 综放降载减冲工程实践

选取相似地质与开采条件的3个工作面,通过对比其冲击频次、范围和烈度,来验证厚煤层综放开采相对于分层开采的降载减冲作用.

### 3.1 工作面地质与开采条件

兴安矿XA11-1面采11#煤层,厚4.3~8.2 m(平均6.3 m),倾角20°~25°(平均23°),埋深600~680 m,工作面长1250 m、宽135 m,综放开采全厚,两巷沿底板布置,局部破底板岩石以使巷道底板不留底煤或少留底煤,其中回风巷冲击段底板破岩高度1.0~2.6 m(无底煤)、运输巷冲击段底板破岩高度0.3~0.7 m(含少量底煤).

兴安矿XA17-1面采17-1#煤层,煤厚4.1~6.2 m(平均5.1 m),倾角27°~35°(平均31°),埋深550~620 m,工作面长840 m、宽117 m,分层综采,顶分层采厚2.6 m,两巷沿顶板布置,留底煤厚约1.5~3.6 m.

峻德矿JD17-2面采17#煤层,煤厚9.63~15.92 m(平均12.77 m),倾角28°~30°(平均29°),埋深约550 m,工作面长1637 m(第9次冲击迫使工作面停采,实际推进766 m)、宽168 m,分层综采,顶分层采厚3.5~4.0 m,两巷沿顶板布置,留底煤厚约5~11 m.

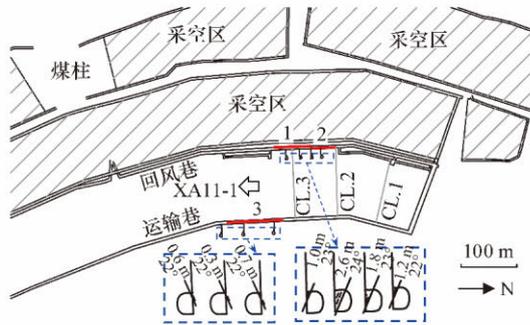
兴安矿和峻德矿均属于鹤岗矿区,为同一煤田,受相同地质构造作用.上述3个煤层均具有冲击倾向性,工作面均具有坚硬顶底板岩层,具备相似的冲击矿压影响因素,主要差异为采煤方法不同.因而,上述3个工作面可用于比较采煤方法不同而导致的冲击显现差异.

### 3.2 冲击矿压显现

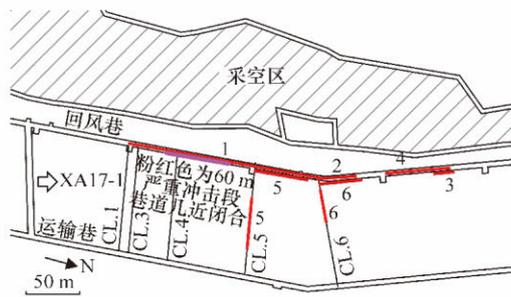
上述3个工作面回采期间的冲击显现见图9.可看出,XA11-1,XA17-1和JD17-2面回采期间分别冲击3,6,9次;XA11-1面冲击仅造成巷道破坏,

XA17-1 和 JD17-2 面冲击造成巷道和工作面破坏, 且有个别严重冲击造成巷道和工作面同时破坏, 如 XA17-1 面第 5, 6 次冲击, JD17-2 面第 6, 9 次冲击. 此外, XA11-1 面冲击造成巷道两帮移近 0.5~2.0 m、顶板下沉 0.5~1.4 m; XA17-1 和 JD17-2

面冲击可造成巷道瞬间变形至近乎闭合, 如 JD17-2 面第 9 次冲击造成巷道和工作面共计 386 m 范围内严重底鼓、两帮移近、局部段接近闭合. 可见厚煤层分层综采可发生比综放开采条件下更猛烈的冲击.



(a) 兴安矿 XA11-1 面开采 11<sup>#</sup>煤层



(b) 兴安矿 XA17-1 面开采 17-1 煤层



(c) 峻德矿 JD17-2 面开采 17<sup>#</sup>煤层

红色粗线表示冲击位置; 数字表示冲击编号; 字母与数字组合表示该次冲击时工作面的推进位置

图 9 工作面冲击显现情况

Fig. 9 Rockburst occurrences in the panels

图 10 展示工作面历次冲击造成的破坏范围, 即一次冲击造成的巷道和工作面所有破坏的破坏长度之和. 可看出, 综放开采最大破坏范围为 104

m, 而分层综采最大破坏范围分别为 180 m 和 386 m, 高于综放开采.

煤岩	柱状	层厚/m
煤岩		0~0.68
7 <sup>#</sup> 煤层		0.34
含炭页岩		0.18~1.47
粉砂岩		0.80
粗砂岩		1.01~14.5
细砂岩		7.75
粗砂岩		49.23
细砂岩		8.65~10.2
粉砂岩		9.47
粉砂岩		0.75~0.91
粉砂岩		0.83
11 <sup>#</sup> 煤层		4.3~8.2
细砂岩		6.3
细砂岩		14.0~36.35
粉砂岩		25.2
粉砂岩		0~7.36
粉砂岩		3.68
12 <sup>#</sup> 煤层		0.45~0.9
		0.68

煤岩	柱状	层厚/m
细砂岩		30.0
粗砂岩		17.0~42.0
粗砂岩		25.0
细砂岩		41.0
粉砂岩		0.13~2.61
粉砂岩		1.3
17-1 <sup>#</sup> 煤层		11.4~13.2
17-2 <sup>#</sup> 煤层		11.0
中间含夹矸		11.0
厚 0.4~1.2 m		
凝灰质细砂岩		1.4~2.5
凝灰质细砂岩		2.0
细砂岩		27.1~25.3
细砂岩		25.8

煤岩	柱状	层厚/m
煤岩		0.2~1.2
细砂岩		0.7
粉砂岩		2.7~5.7
粉砂岩		4.2
细砂岩		3.1~4.9
细砂岩		4.0
粗砂岩		51~89
粗砂岩		70
细砂岩		9.6~12.4
细砂岩		11
粗砂岩		10.2~30.9
粗砂岩		20.55
粉砂岩		5.2~14.9
粉砂岩		10
炭页岩		0.2~3.33
炭页岩		1.76
17 <sup>#</sup> 煤层		9.63~15.92
17 <sup>#</sup> 煤层		12.77
凝灰质粉砂岩		4.5~5.5
凝灰质粉砂岩		5
粗砂岩		47~50
粗砂岩		48.5

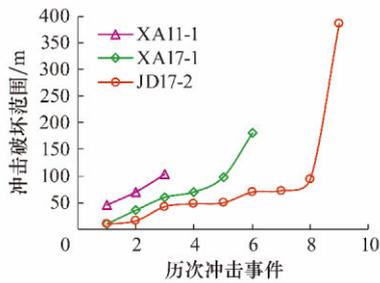


图 10 工作面冲击破坏范围对比  
Fig. 10 Comparison of rockburst damage ranges in the panels

为便于冲击频次对比,定义参数“百万吨冲击频次” $F_{\text{per}}$ 为工作面每产出 100 万 t 煤而发生的冲击次数,见式(8)

$$F_{\text{per}} = \frac{m}{L_w L_A h_m \rho} \times 10^{-6}, \quad (8)$$

式中: $m$ 为工作面回采期间冲击总次数,次; $L_w$ 为工作面宽度,m; $L_A$ 为工作面推进长度,m; $h_m$ 为煤层采厚,m; $\rho$ 为煤的密度, $\text{t}/\text{m}^3$ ,一般可取  $1.3 \text{ t}/\text{m}^3$ 。

求得 XA11-1, XA17-1 和 JD17-2 面的百万吨冲击频次分别为 2.17, 18.06 和 15.37。可见,厚煤层分层综采的冲击频次显著高于综放开采。

上述冲击频次、范围和烈度的对比表明,厚煤层综放开采相对于分层综采具有一定的卸载减冲作用。

## 4 结 论

1) 数值模拟结果表明采厚增加可降低围岩静载应力集中程度,且使应力峰值向煤体深部转移,但采厚对围岩应力的影响效率随采厚增加而降低,采厚超过某特定值而继续增大时,围岩应力趋于稳定。

2) 综放开采由低位至高位关键层破断方式逐渐由悬臂梁式过渡为砌体梁式,给出了关键层以 2 种方式破断的破断步距和释放能量的计算公式以及以 2 种方式破断的判据,2 种方式下关键层破断步距之比为[1 或  $0.707/(0.632 \sim 0.577)$ ],释放能量之比为[1 或  $0.913/(0.860 \sim 0.813)$ ]。可见,覆岩破断动载扰动随采厚增加先缓慢增大再陡然台阶升高。

3) 厚煤层防冲应优先选择综放采煤法,通过在合理范围(如 11~13 m)内增加采厚来降低静载应力集中、实施断顶措施来弱化动载扰动以使冲击危险降至最低。兴安矿和峻德矿工程实践表明,综放相对于分层综采的冲击频次少、范围小、烈度轻,证实综放开采的卸载减冲作用。

## 参考文献:

- [1] 李振雷. 厚煤层综放开采的卸载减冲原理及其工程实践[D]. 徐州:中国矿业大学,2016:1-2.  
LI Zhenlei. Principle and application of rockburst control by weakening static and dynamic loading using top-coal caving in the mining of thick coal seams[D]. Xuzhou:China University of Mining and Technology, 2016:1-2.
- [2] 张瑞玺,马满顺,王钦东. 用综放开采有冲击危险的厚煤层[J]. 矿山压力与顶板管理,1999(1):72-74.  
ZHANG Ruixi, MA Manshun, WANG Qindong. Mining rockburst-hazardous thick coal seams by using fully-mechanised top-coal caving mining[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1999(1):72-74.
- [3] 潘立友,牛学良. 放顶煤开采对控制冲击地压的认识[J]. 岩土工程学报,1999,21(1):14-16.  
PAN Liyou, NIU Xueliang. Knowledge of sub-level caving method to control underground impact pressure[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 1999, 21(1):14-16.
- [4] 冯国春,王树斌,杨卫东. 放顶煤工艺在冲击矿压煤层的开采试验[J]. 煤矿开采,2002,(1):32-33.  
FENG Guochun, WANG Shubin, YANG Weidong. Application of top-coal caving mining in rockburst coal seam[J]. Coal Mining Technology, 2002,(1):32-33.
- [5] 宋振骥,陈立良,王春秋,等. 综采放顶煤安全开采条件的认识[J]. 煤炭学报,1995,20(4):356-360.  
SONG Zhenqi, CHEN Liliang, WANG Chunqiu, et al. Knowledge on face working conditions in mechanized sub-level caving work face[J]. Journal of China Coal Society, 1995, 20(4):356-360.
- [6] 王述红,刘建新,唐春安,等. 煤岩开采过程冲击地压发生机理及数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报,2002,21(增2):2480-2483.  
WANG Shuhong, LIU Jianxin, TANG Chunan, et al. Study on generation and numerical simulation of impact pressure in coal layer mining process[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21 (Sup 2):2480-2483.
- [7] 潘俊峰,连国明,齐庆新,等. 冲击危险性厚煤层综放开采冲击地压发生机理[J]. 煤炭科学技术,2007,35(6):87-90.  
PAN Junfeng, LIAN Guoming, QI Qingxin, et al. Mechanism of rock outburst occurred from fully mechanized longwall top coal caving and mining in thick seam with rock outburst danger in potential[J]. Coal Science and Technology, 2007, 35(6):87-90.

- [8] 刘显云. 放顶煤开采冲击地压显现特征与应用[D]. 青岛: 山东科技大学, 2004: 7-13.  
LIU Xianyun. Characteristic and application on rockburst behavior in caving mining[D]. Qingdao: Shandong University of Science and Technology, 2004: 7-13.
- [9] 靳钟铭, 魏锦平, 靳文学. 放顶煤采场前支承压力的分布特征[J]. 太原理工大学学报, 2001, 32(3): 216-218.  
JIN Zhongming, WEI Jinping, JIN Wenxue. Distributive characteristic of front abutment pressure in top-coal caving face[J]. Journal of Taiyuan University of Technology, 2001, 32(3): 216-218.
- [10] 陶三宝. 深部厚煤层开采冲击地压防治技术研究[D]. 青岛: 山东科技大学, 2007: 11-48.  
TAO Sanbao. Study on technology of rockburst prevention and control in deep high coal seam[D]. Qingdao: Shandong University of Science and Technology, 2007: 11-48.
- [11] 张当俊, 靳钟铭, 康天合. 不同采煤方法对冲击地压影响的研究[J]. 太原理工大学学报, 2006, 37(6): 676-679.  
ZHANG Dangjun, JIN Zhongming, KANG Tianhe. Study on influence of different mining methods on rockburst [J]. Journal of Taiyuan University of Technology, 2006, 37(6): 676-679.
- [12] 周 澎. 特厚煤层综放开采冲击地压防治技术与实践[J]. 煤炭科学技术, 2011, 39(4): 35-39.  
ZHOU Peng. Technology and practices on mine pressure bumping prevention and control of fully mechanized top coal caving mining in ultra thick seam[J]. Coal Science and Technology, 2011, 39(4): 35-39.
- [13] 李少刚. 综放采场覆岩大结构运动规律及失稳冲击灾害防治研究[D]. 青岛: 山东科技大学, 2006: 9-47.  
LI Shaogang. Study on movement rule and destabilizing shock disaster control of overburden large structure of fully-mechanized sublevel coal caving face[D]. Qingdao: Shandong University of Science and Technology, 2006: 9-47.
- [14] 汪华君, 姜福兴, 温良霞, 等. 孤岛顶煤综放采场冲击矿压形成机制及控制技术[J]. 岩土力学, 2013, 34(9): 2615-2621.  
WANG Huajun, JIANG Fuxing, WEN Liangxia, et al. Formation mechanism and control technology of impacting pressure in sublevel caving mining face under isolated top coal[J]. Rock and Soil Mechanics, 2013, 34(9): 2615-2621.
- [15] 窦林名, 赵从国, 杨思光, 等. 煤矿开采冲击矿压灾害防治[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006: 50-53.  
DOU Linming, ZHAO Congguo, YANG Siguang, et al. Prevention and control of rock burst in coal mine [M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2006: 50-53.
- [16] COOK N G W. The failure of rock[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1965, 2: 389-403.
- [17] COOK N G W. A note on rockbursts considered as a problem of stability[J]. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1965, 65: 437-446.
- [18] HUDSON J A, CROUSH S L, FAIRHURST C. Soft, stiff, and servo-controlled testing machines; A review with reference to rock failure[J]. Engineering Geology, 1972, 6: 155-189.
- [19] COOK N G W, HOEK E, PRETORIUS J P G, et al. Rock mechanics applied to the study of rockbursts [J]. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1966, 66: 435-528.
- [20] PETUKHOV I M, LINKOV A M. The theory of rockbursts and outbursts [M]. Moscow: Nedra, 1983.
- [21] 潘一山, 耿琳, 李忠华. 煤层冲击倾向性与危险性评价指标研究[J]. 煤炭学报, 2010, 35(12): 1975-1978.  
PANG Yishan, GENG Lin, LI Zhonghua. Research on evaluation indices for impact tendency and danger of coal seam [J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(12): 1975-1978.
- [22] 齐庆新, 彭永伟, 李宏艳, 等. 煤层冲击倾向性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(增1): 2736-2742.  
QI Qingxin, PENG Yongwei, LI Hongyan, et al. Study on bursting liability of coal and rock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 30(Sup 1): 2736-2742.
- [23] BIENIAWSKI Z T, DENKHAUS H G, VOGLER U W. Failure of fracture rock[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 1969, 6: 323-341.
- [24] 李玉生. 冲击地压机理及其初步应用[J]. 中国矿业学院学报, 1985, 14(3): 37-43.  
LI Yusheng. Rockburst mechanism and its preliminary application[J]. Journal of China Institution of Mining and Technology, 1985, 14(3): 37-43.
- [25] 苗小虎, 姜福兴, 王存文, 等. 微地震监测揭示的矿震诱发冲击地压机理研究[J]. 岩土工程学报, 2011, 33(6): 971-976.  
MIAO Xiaohu, JIANG Fuxing, WANG Cunwen, et

- al. Mechanism of microseism-induced rock burst revealed by microseismic monitoring[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2011, 33(6): 971-976.
- [26] HE Jiang, DOU Linming, CAI Wu, et al. In situ test study of characteristics of coal mining dynamic load [J]. Shock and Vibration, 2015, 121053: 1-8.
- [27] 潘一山, 吕祥锋, 李忠华, 等. 高速冲击载荷作用下巷道动态破坏过程试验研究[J]. 岩土力学, 2011, 32(5): 1281-1286.  
PAN Yishan, LÜ Xiangfeng, LI Zhonghua, et al. Experimental study of dynamic failure process of roadway under high velocity impact loading[J]. Rock and Soil Mechanics, 2011, 32(5): 1281-1286.
- [28] ZHU W C, LI Z H, ZHU L, et al. Numerical simulation on rockburst of underground opening triggered by dynamic disturbance[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2010, 25(5): 587-599.
- [29] 张晓春, 卢爱红, 王军强. 动力扰动导致巷道围岩层裂结构及冲击矿压的数值模拟[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(增1): 3110-3114.  
ZHANG Xiaochun, LU Aihong, WANG Junqiang. Numerical simulation of layer-crack structure of surrounding rock and rockburst in roadway under dynamic disturbance[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(Sup 1): 3110-3114.
- [30] 刘少虹, 毛德兵, 齐庆新, 等. 动静加载下组合煤岩的应力波传播机制与能量耗散[J]. 煤炭学报, 2014, 39(增1): 15-22.  
LIU Shaohong, MAO Debing, QI Qingxin, et al. Under static loading stress wave propagation mechanism and energy dissipation in compound coal-rock [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(Sup 1): 15-22.
- [31] 刘少虹. 动静加载下组合煤岩破坏失稳的突变模型和混沌机制[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 292-300.  
LIU Shaohong. Nonlinear catastrophe model and chaotic dynamic mechanism of compound coal-rock unstable failure under coupled static-dynamic loading [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 292-300.
- [32] 王正义, 窦林名, 王桂峰, 等. 锚固巷道围岩结构动态响应规律研究[J]. 中国矿业大学学报, 2016, 45(6): 1132-1140.  
WANG Zhengyi, DOU Linming, WANG Guifeng, et al. Research on dynamic response of anchoring roadway surrounding rock structure[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2016, 45(6): 1132-1140.
- [33] 窦林名, 何江, 曹安业, 等. 煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治[J]. 煤炭学报, 2015, 40(7): 1469-1476.  
DOU Linming, HE Jiang, CAO Anye, et al. Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced in coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(7): 1469-1476.
- [34] 潘俊锋, 宁宇, 毛德兵, 等. 煤矿开采冲击地压启动理论[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(3): 586-596.  
PAN Junfeng, NING Yu, MAO Debing, et al. Theory of rockburst start-up during coal mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(3): 586-596.
- [35] BRADY B H G, BROWN E T. Energy, mine stability, mine seismicity and rockbursts. Rock mechanics for underground mining[M]. Dordrecht: Kluwer Academic Publishers, 2004: 271-311.
- [36] LI Zhenlei, DOU Linming, CAI Wu, et al. Mechanical analysis of static stress within fault-pillars based on a voussoir beam structure[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2016, 49(3): 1097-1105.
- [37] BYERLEE J D. Friction of rocks[J]. Pure and Applied Geophysics, 1978, 116: 615-626.
- [38] 黄庆享, 石平五, 钱鸣高. 老顶岩块端角摩擦系数和挤压系数实验研究[J]. 岩土力学, 2000, 21(1): 60-63.  
HUANG Qingxiang, SHI Pingwu, QIAN Minggao. Experiment study on the coefficients of friction and inserting of main roof block corner[J]. Rock and Soil Mechanics, 2000, 21(1): 60-63.

(责任编辑 王继红)

文章编号:1000-1964(2006)06-0737-05

## 21 坚硬顶板型冲击矿压灾害防治研究

牟宗龙<sup>1</sup>, 窦林名<sup>1</sup>, 张广文<sup>2</sup>, 张士斌<sup>2</sup>, 李志华<sup>1</sup>, 张 军<sup>1</sup>

(1. 中国矿业大学 能源与安全工程学院, 江苏 徐州 221116

2. 兖州煤业股份有限公司 济三煤矿, 山东 济宁 272000)

**摘要:**针对兖州矿区济三煤矿6303工作面的冲击矿压问题,分析了冲击矿压发生的主要原因及影响因素.根据现场条件和数值模拟分析,提出了采用顶板爆破解除冲击矿压危险的技术措施,并确定了爆破参数.采用矿用钻孔窥视仪并配合电磁辐射法和钻屑法对爆破进行了效果检验.结果表明,通过顶板爆破措施可以破坏工作面上方坚硬厚层砂岩顶板的完整性,提前释放顶板聚集的弹性能,减弱和消除了工作面的冲击矿压危险性,保证了工作面的安全生产.现场实践证明,该项技术对具有坚硬顶板型冲击矿压的防治效果明显.

**关键词:**冲击矿压;坚硬顶板;顶板爆破;钻孔窥视仪;电磁辐射;钻屑

**中图分类号:**TD 324 **文献标识码:**A

### Study of Prevention Methods of Rock Burst Disaster Caused by Hard Rock Roof

MU Zong-long<sup>1</sup>, DOU Lin-ming<sup>1</sup>, ZHANG Guang-wen<sup>2</sup>,

ZHANG Shi-bin<sup>2</sup>, LI Zhi-hua<sup>1</sup>, ZHANG Jun<sup>1</sup>

(1. School of Mining and Safety Engineering, China University of Mining & Technology, Xuzhou,

Jiangsu 221116, China; 2. Jisan Coal Mine, Yanzhou Coal Group Co. Ltd, Jining, Shandong 272000, China)

**Abstract:** Aiming at the rock burst disaster of No. 6303 working face in Jisan coal mine of Yanzhou coal group co. ltd, the state and reason of rock burst were analyzed. Based on the geological conditions and numerical simulation, the hard rock roof blasting method and blasting parameters were proposed to prevent rock burst. The blasting effect was checking using sight instrument, electromagnetic emission (EME) technique and drilling sludge methods. The results show that by this blasting method, the hard rock roof above the coal seam is destroyed and the elastic energy in rock roof was mostly released. The rock burst danger is reduced to guarantee the safety of working face. The practical application proves that this technique can effectively prevent the rock burst caused by hard rock roof.

**Key words:** rock burst; hard rock roof; roof blasting; sight instrument; electromagnetic emission; drilling sludge

水、火、瓦斯、顶板、煤尘等5大自然灾害历来是困扰和制约煤矿安全高效生产的主要因素,随着我国矿井开采深度的逐年增加(约20 m/a),许多

矿井采深已经超过800 m,甚至超过1 000 m,冲击矿压问题越来越严重,发生的次数越来越多.冲击矿压不仅可造成工作面停产,而且严重危害生产设

收稿日期:2006-03-07

基金项目:国家自然科学基金项目(50474068,50490273,50074030);国家重点基础研究发展规划(973)项目(2005CB221504);高等学校博士学科点专项科研项目(20030290017)

作者简介:牟宗龙(1979-),男,山东省胶州市人,博士研究生,从事冲击矿压方面的研究.

E-mail: muzonglong@163.com Tel: 0516-83995904

备甚至造成人身伤亡。冲击矿压发生时,煤岩体中的能量在极短时间内急剧释放,产生的爆炸性动力将煤岩抛向自由空间,严重破坏矿井内的设备、巷道结构等,同时还可能引发瓦斯、煤尘爆炸、火灾以及水灾等其他矿井灾害<sup>[1-3]</sup>,这种并发矿井灾害比单纯一种事故要严重的多,就目前状况来看,冲击矿压也是煤矿生产中重大自然灾害之一,大震级、大能量的冲击矿压还可造成地面震动和建筑物破坏。因此,进行冲击矿压防治工作是保证矿井安全生产的重要措施之一。本文针对兖州矿区济三煤矿6303工作面冲击矿压灾害问题,提出采用顶板爆破技术措施破坏上覆顶板岩层的完整性和储能条件,解除冲击矿压危险,并采用钻孔窥视仪、电磁辐射法和钻屑法等技术措施检验爆破及解危效果。

### 1 6303工作面冲击矿压灾害

兖州矿区济三煤矿6303工作面是六采区的第4个工作面,该工作面位于六采区中部,工作面自

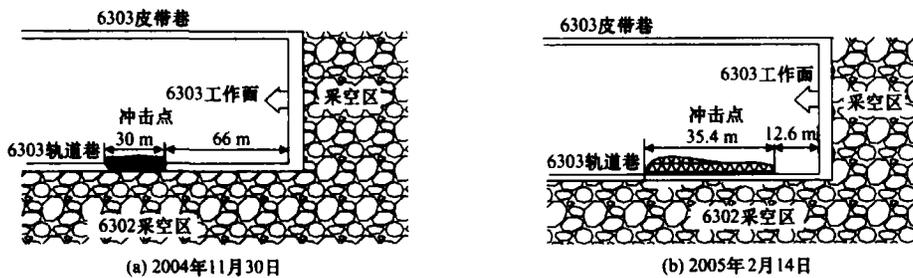


图1 冲击矿压灾害发生位置  
Fig.1 Places of rock burst disasters

### 2 冲击矿压发生原因分析

冲击矿压影响因素主要包括开采深度、顶板岩层结构特征、煤岩物理力学特性、地质构造和开采技术条件<sup>[1]</sup>,济三煤矿曾采用煤体钻孔卸压、煤层注水和煤体松动爆破等措施来解除冲击危险,但效果不彻底。通过分析,确定该工作面冲击矿压危险性的主要影响因素为煤层上覆坚硬厚层砂岩顶板。

煤岩体内聚集的弹性能 $U_w$ 与顶板悬顶长度 $L$ 的5次方成正比,即 $L$ 值越大,积聚的能量也越多,厚度越大的坚硬岩层越不易冒落,形成的 $L$ 值也就越大<sup>[1]</sup>

$$U_w = \frac{q^2 L^5}{8EJ}, \quad (1)$$

式中: $q$ 为单位长度悬顶重量与上覆岩层附加载荷; $E$ 为悬顶的弹性模量; $J$ 为悬顶的断面惯性矩。

6303工作面临近6302工作面采空区,工作面推进过程中,轨道巷后方较大范围内形成悬空区。因此,确定6302工作面采空区的顶板还没有完全

北向南推进,推进长度2 057.8 m,工作面长239.8 m,采深600~710 m。开采山西组 $3_T$ 煤层,煤层厚度为2.8~6.8 m,平均厚度为4.75 m,工作面东临6302,6301,6300采空区,与6302采空区之间留设4 m保护煤柱,西临6304工作面。煤层直接顶为灰黑色粉细砂岩互层,厚度为0~13.75 m,赋存不稳定,普氏系数 $f=4\sim6$ 。老顶以中砂岩为主,坚硬稳定,厚度为16.77~42.12 m,平均厚度在26 m左右, $f=8\sim10$ 。

2004年11月30日,工作面推进至1 310.7 m处,前方66~96 m段轨道巷发生强烈冲击矿压,实体煤帮侧冲出深度为2.0 m左右的煤体,局部煤体与顶板高层达200 mm,深入煤体达5 m;2005年2月14日,工作面推进至1 460 m处,轨道巷超前段又发生一次冲击矿压,煤壁前方12.6~48 m段冲出0.3~1.0 m煤体,顶板下沉600 mm,底板鼓起200~700 mm,之后又发生了几次小型冲击矿震。2次冲击矿压发生位置如图1所示。

破断,临近6302工作面采空区侧的顶板存在较大范围内的悬顶,随工作面推进而周期性冒落,大量弹性能突然释放形成强烈震动,导致煤体超过应力极限,造成顶板型冲击矿压的发生。

理论分析和实践表明,爆破卸压可以大量释放坚硬顶板和煤岩体中所积聚的弹性能,从煤岩体的随机损伤本构关系和突变理论的角度来看<sup>[1-2]</sup>,只要把坚硬顶板和煤岩体中积聚的弹性能降低到引发冲击矿压的临界值以下,就可避免冲击矿压的发生。通过对煤层上覆坚硬老顶进行处理,破坏其完整性、降低老顶强度、缩小工作面老顶的垮落步距以降低煤体内的应力集中程度和对煤体的冲击破坏力,才能从根本上消除诱发冲击矿压的根源。

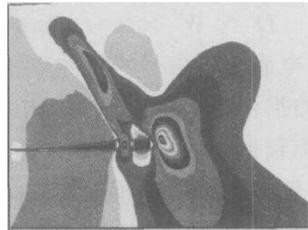
### 3 顶板爆破技术的实施

目前,国内外对坚硬顶板的处理方法主要有<sup>[1]</sup>:1)坚硬顶板岩层高压注水 主要采用长期高压注水的方法,通过注水降低岩石强度,改变其

物理力学性质,主要有地面钻孔高压预注水和井下深孔高压预注水;2)在坚硬顶板岩层中形成预裂面 包括水力切割形成预裂面和爆破形成预裂面。

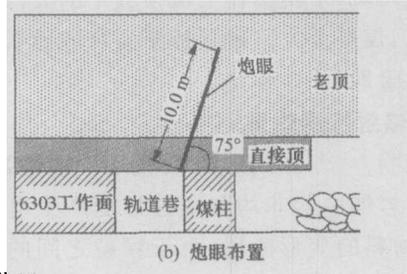
考虑到方案的可操作性和经济可行性及实用效果,上述方法大都难以实现或使用后效果难以检验.通过对现有设备和技术考察,研究采用顶板爆破技术,处理煤层上方的厚层坚硬砂岩顶板,使其提前预裂、降低强度,减少弹性能的聚集<sup>[1-6]</sup>,从而避免或减少冲击矿压事故的发生。

根据现场条件和数值模拟结果,见图 2a,采用



(a) 应力状态

顶部锚杆钻机、1.5 m 六角中空钢钎配合  $\phi 30.5$  mm 钻头单排施工布置炮眼,炮眼距采空区侧巷帮 300 mm,与水平方向成  $75^\circ$  夹角朝向采空区,炮眼深度为 10.0 m,见图 2b,炮眼间距为 3.0 m,封孔长度为 3~3.5 m,装药长度为 6.0 m,爆破采用煤矿安全许用水胶炸药,毫秒延期第一段电雷管配合 FMB-200 型发爆器起爆,一个炮眼中采用 4 个炮头,一次爆破 5 个炮孔. 连线方式为孔内并联、孔间串联. 施工顶部炮眼时每隔 100 m 施工一组相同规格的观测炮眼,以检查爆破效果。



(b) 炮眼布置

图 2 炮眼参数及位置

Fig. 2 Parameter and place of blasting holes

2004 年 12 月 4 日到 12 月 10 日,从距工作面前方约 80 m 处起,共施工顶板炮眼 89 个,爆破 64 个,其中的 1 450~1 470 m 处由于顶板暴露太高,无法打钻,没有进行爆破,这也是第 2 次冲击矿压发生的原因之一.后为了加大对顶板的破坏程度,将钻孔深度加大到了 13 m.旨在通过爆破,在顶板内形成裂隙,降低顶板整体强度,降低能量的聚集,并释放部分能量,减少顶板由于采动影响和时间效应而产生的断裂对煤体的冲击震动。

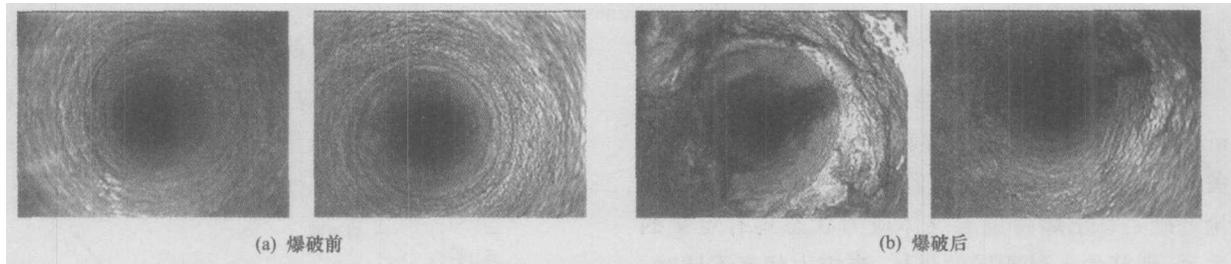
#### 4 顶板爆破效果评价

如何检验顶板爆破后对顶板岩石完整性造成的破坏效果是一个关键的技术问题,目前国内许多矿井还没有掌握该项技术.针对这种情况,济三煤矿采用中国矿业大学研制生产的 DG80-1 型矿用

钻孔窥视仪对顶板爆破孔进行了爆破效果观测,该仪器的工作原理是利用微型摄像头在钻孔中将顶板裂隙产状进行录相采集,并将采集的录像和图像通过计算机进行处理,可以清楚地观测到检测孔内的岩石产状情况,该仪器使用方便快捷,成像质量较好,同时配合电磁辐射法、钻屑法对冲击解危效果进行检验。

##### 4.1 DG80-1 型矿用钻孔窥视仪观测效果

观测方法:在两炮眼之间与炮眼平行方向打观测孔,钻孔深 10 m,直径为 30 mm.将 DG80-1 型钻孔窥视仪摄像探头伸入钻孔内自上而下缓慢移动探头,对钻孔内各层位方向的孔壁裂隙产状进行录像.测杆每取出 1 m 停留约 10 s,可作为观测深度的 1 个标记,同时可以安装下 1 节测杆,观测结果如图 3 所示。



(a) 爆破前

(b) 爆破后

图 3 检测炮眼状态图像

Fig. 3 States and pictures of inspect holes

对比爆破前后观测结果,在未爆破或离爆破钻孔较远的范围内岩石未发生破坏,而爆破孔和两爆破孔之间的顶板岩石发生了破坏,爆破裂隙圈直径大于爆破孔间距,使裂隙圈得已贯通.顶板爆破破

坏了煤层上方坚硬顶板岩石的完整性,同时在顶板岩层中形成条痕,顶板弯曲下沉时,在条痕处形成拉应力而断裂,切断了 6302 工作面采空区的顶板,悬顶储能变为

$$U'_w = \frac{q^2 L'^5}{8EJ}, \quad (2)$$

式中  $L'$  为爆破后的悬顶等效长度(由于爆破深度和力度所限,不能将顶板完全切断),则爆破前后的悬顶储能比为

$$\lambda = \frac{U'_w}{U_w} = \left(\frac{L'}{L}\right)^5. \quad (3)$$

以原悬顶长度  $L = 20$  m、爆破后悬顶等效长度  $L' = 15$  m 为例,得到爆破前后的悬顶储能比  $\lambda = 4.2$ ,即爆破后可降低原顶板储能的 76.3%。通过此次爆破,释放了聚集在上覆顶板中的大部分能量,降低了因煤层上方坚硬顶板断裂释能而引发冲击矿压的危险性。

#### 4.2 电磁辐射检测效果

研究表明<sup>[1, 7-11]</sup>,由于煤岩体的非均质性,在应力作用下煤岩体中的非均匀变速形变产生电磁辐射。在煤岩材料的变形阶段,由于颗粒之间的力学变形特性不同,必然导致颗粒之间的滑移,其结果是在滑移面发生强烈的激发,甚至在滑移面尖端形成带电粒子的发射,这种强烈的激发对外产生电磁辐射。若不考虑阻尼因素,则煤岩体的损伤因子  $D(t)$  的增长过程与电磁辐射的能量释放密切相关,当  $D(t)$  增长  $\Delta D_i$  时,电磁辐射事件的总和为  $N$ ,  $C$  为常数,在  $t_2 > t_1$  时刻

$$D(t_2) - D(t_1) = \sum \Delta D_i = CN, \quad (4)$$

当  $\Delta t = t_2 - t_1 \rightarrow 0$  时

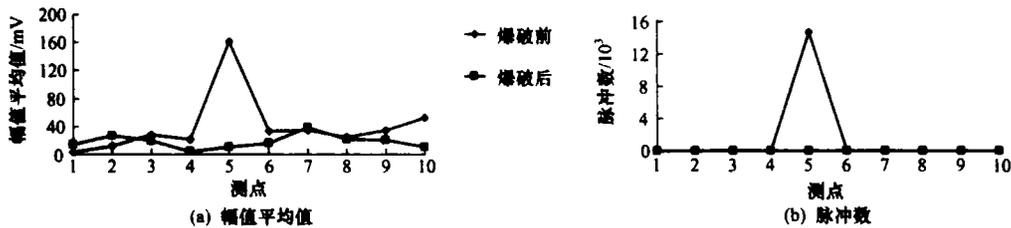


图4 电磁辐射信号  
Fig. 4 Electromagnetic emission signals

#### 4.3 钻屑法检测效果

钻屑法是通过在煤层中打直径  $d = 42 \sim 50$  mm 的钻孔,根据排出的煤粉量及其变化规律和有关动力效应来鉴别冲击危险的一种方法<sup>[1, 6]</sup>。其理论基础是钻出煤粉量与煤体应力状态具有定量的关系,即其他条件相同的煤体,当应力状态不同时,其钻孔的煤粉量也不同。当单位长度的排粉率增大或超过临界值时,表示应力集中程度增加和冲击危险性升高。根据煤粉量的变化,即可预测煤体的应力状态,并进一步预测冲击危险性。本次钻屑地点为对应爆破区域的实体煤帮,钻孔直径为 42 mm,

式中  $n(t)$  为  $t$  时刻的电磁辐射脉冲数。

若煤岩体的损伤因子  $D(t)$  的增长  $\Delta D_i$  为各异的,则

$$D(t_2) - D(t_1) = \sum \Delta D_i \neq CN, \quad (5)$$

可由能量的变化  $\Delta W$  来表示,设煤岩体破坏程度的损伤因子  $D$  与变形  $\epsilon$  成线性关系,即

$$\epsilon = C_1 D - C_0, \quad (6)$$

式中  $C_1, C_2$  为常数。

则  $\Delta W$  与  $\Delta D$  成正比,即

$$D' \propto W' \propto w(t) \propto \epsilon'. \quad (7)$$

因此,电磁辐射信号的脉冲数和强度能量指标与煤岩体的损伤和应力状态密切相关,煤岩体所受应力与电磁辐射之间存在耦合关系,煤岩体所受的应力越高,电磁辐射强度和脉冲数值也越大,因此,采用电磁辐射技术可以监测煤岩体的应力状态和冲击危险性。

6303 工作面轨道巷实体煤侧对应放炮点的电磁辐射监测点在放炮卸压前(2004 年 11 月 26 日),电磁辐射强度值和脉冲数值较高,一般分别在 120 mV 和 1 400 以上;顶板爆破后(2004 年 12 月 12 日),电磁辐射强度值和脉冲数都有明显降低,见图 4。对比结果表明,顶板爆破后,6302 采空区悬顶的完整性遭到破坏,顶板施加到煤体的压力减小,同时冲击危险性也随之降低。

孔深为 10 m,孔间距为 5 m,距底板距离为 1.2 m,单排布置,钻孔方向与煤层平行、垂直巷帮,主要检测单位深度钻孔的煤粉量,爆破前后煤粉量对比结果如图 5 所示。

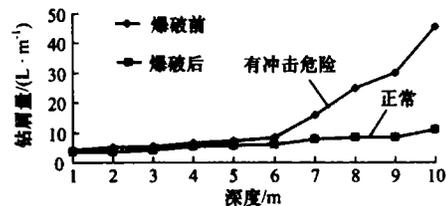


图5 钻屑量与冲击危险  
Fig. 5 Coal fines quantity and burst danger

从中可以看出,爆破前煤粉量均超过了临界值,特别是在钻进 6 m 以后,煤粉量急剧增加,同时在进钻过程中,出现了明显的卡钻、吸钻和进钻困难等动力现象,表明煤体内应力、冲击危险性较高;爆破后煤粉量明显降低,进钻过程中也很少出现动力现象,表明煤体内应力状态得到改善,冲击危险性大为降低。

## 5 结 论

1) 6303 工作面煤层上方 20~30 m 厚的坚硬砂岩顶板和 6302 工作面采空区侧悬顶是造成冲击矿压发生的主要原因,坚硬顶板聚积了大量弹性能,随工作面推进周期性冒落,大量的弹性能突然释放形成强烈冲击和震动,造成顶板型冲击矿压的发生。

2) 要从根本上解决顶板型冲击矿压灾害问题,必须处理上方的坚硬顶板,通过爆破可以提前预裂顶板、切断悬顶、降低顶板强度、减少弹性能的聚集,达到转移高应力、降低或消除冲击矿压危险的目的,前述 2005 年 2 月 14 日的冲击矿压事故刚好发生在没有进行爆破的地段,说明了坚硬顶板对冲击矿压危险性的影响程度。

3) 济三煤矿成功实施了坚硬顶板型冲击矿压灾害治理技术流程:冲击原因分析→顶板爆破→效果检验,破坏了坚硬厚层砂岩顶板的完整性和储能条件,配合钻孔窥视仪、电磁辐射法和钻屑法检验实施效果,结果表明,通过顶板爆破技术的实施,消除了工作面的冲击矿压危险,保证了工作面的安全生产。

### 参考文献:

- [1] 窦林名,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.
- [2] 牟宗龙,窦林名. 坚硬顶板突然断裂过程中的突变模型[J]. 矿山压力与顶板管理,2004,21(4):90-92.  
MU Zong-long, DOU Lin-ming. The cusp type catastrophic model of the fracture process of hard rock roof[J]. Ground Pressure and Strata Control,2004,21(4):90-92.
- [3] 张小涛,窦林名. 煤层硬度与厚度对冲击矿压影响的数值模拟[J]. 采矿与安全工程学报,2006,23(3):277-280.  
ZHANG Xiao-tao, DOU Lin-ming. Numerical simulation of the influence of hardness and thickness of coal seam on rock burst[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006,23(1):277-280.
- [4] 窦林名,刘贞堂,曹胜根,等. 坚硬顶板对冲击矿压危险的影响分析[J]. 煤矿开采,2003,8(2):58-60.  
DOU Lin-ming, LIU Zhen-tang, CAO Sheng-gen, et al. Analysis of the influence on rock burst caused by hard roof[J]. Coal Mining Technology, 2003,8(2):58-60.
- [5] 王慧明. 坚硬顶板型组合煤岩动力冲击效应研究[D]. 徐州:中国矿业大学能源与安全工程学院,2005.
- [6] 窦林名,何 焯,张卫东. 孤岛工作面冲击矿压危险及其控制[J]. 岩石力学与工程学报,2003,22(11):1866-1869.  
DOU Lin-ming, HE Ye, ZHANG Wei-dong. Hazards of rock burst in island coal face and its control [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003,22(11):1866-1869.
- [7] 窦林名,何学秋. 采矿地球物理学[M]. 北京:中国科学文化出版社,2002.
- [8] 窦林名,何学秋. 煤岩冲击破坏及声电前兆判据研究[J]. 中国矿业大学学报,2004,33(5):504-508.  
DOU Lin-ming, HE Xue-qiu. Model for rock burst failure and its critical values of acoustic and electromagnetic emission [J]. Journal of China University of Mining & Technology,2004,33(5):504-508.
- [9] 聂百胜,何学秋,王恩元,等. 电磁辐射法预测煤矿冲击地压[J]. 太原理工大学学报,2000,31(6):609-611.  
NIE Bai-sheng, HE Xue-qiu, WANG En-yuan, et al. Forecasting rock burst with the electromagnetic emission method in coal mine [J]. Journal of Taiyuan University of Technology,2000,31(6):609-611.
- [10] 高明仕,窦林名,张 农,等. 电磁辐射测定深部煤岩动力倾向性临界值[J]. 煤炭科学技术,2005,33(11):49-51.  
GAO Ming-shi, DOU Lin-ming, ZHANG Nong, et al. Dynamic tendency and EME critical value of seam and rock in deep mining section [J]. Coal Science and Technology,2005,33(11):49-51.
- [11] 窦林名,何学秋. 由煤岩变化破坏引起的电磁辐射[J]. 清华大学学报,2001,41(12):86-88.  
DOU Lin-ming, HE Xue-qiu. Electromagnetic emission in rock and coal burst failures [J]. Journal of Tsinghua University,2001,41(12):86-88.

(责任编辑 王继红)



文章编号:1673-3363(2011)04-0530-06

## 22 采动煤岩体中冲击震动波传播的微震效应试验研究

曹安业<sup>1</sup>, LUO Xun<sup>2</sup>, 窦林名<sup>1</sup>, 王洪海<sup>3</sup>, KING Andrew<sup>2</sup>

(1. 中国矿业大学矿业工程学院, 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116;

2. 澳大利亚联邦科学与工业研究组织地质勘探与采矿分院, 昆士兰 布里斯班 4069;

3. 河南煤业化工集团焦煤集团, 河南 焦作 454002)

**摘要** 通过现场进行的爆破震动试验及矿山微震监测,以爆破震动波波速、振幅及频率等为主要分析指标,研究了矿井采动影响下煤岩特性改变对冲击震动波传播微震效应的影响规律.研究表明,随工作面开采时采空区垮落、破裂范围扩大及覆岩性质的强度弱化,各爆破震动 P 波平均波速、峰值振幅平均值、P 波初至平均频率等微震参量均有较大程度降低.其中,波速平均值下降率最大达 69.8%,振幅平均值最大降幅高达 92.2%,P 波初至平均频率最大降幅也达 60.0%以上.试验结果揭示了覆岩结构及性质改变对震动波传播衰减和能量耗散的影响特征,为矿山微震监测的定位修正和参量优化提供了基础数据,更为研究采动诱发矿震动载的震动效应及采取有效冲击防治对策提供重要试验依据.

**关键词** 微震监测;覆岩破裂;震动波速;能量耗散;矿井安全

中图分类号 TD 324 文献标识码 A

## Experimental Research on Seismic Wave Transmission and Attenuation Associated with Underground Longwall Coal Mining

CAO An-ye<sup>1</sup>, LUO Xun<sup>2</sup>, DOU Lin-ming<sup>1</sup>, WANG Hong-hai<sup>3</sup>, KING Andrew<sup>2</sup>

(1. School of Mines, State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining,

China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China;

2. Exploration & Mining, CSIRO, Brisbane, Queensland 4069, Australia;

3. Jiaozuo Coal Group, Henan Coal and Chemical Industrial Group, Jiaozuo, Henan 454002, China)

**Abstract** The changes of seismic characteristics in strata associated with longwall coal mining process are studied using on-site blasting tests and microseismic monitoring techniques. The seismic characteristics were obtained from analysis of seismic velocities, amplitudes and frequency contents in response to a series of blasts conducted at different mining stages. The results show that the average P-wave velocities, mean values of comb. max. amplitudes and frequencies of the seismic compression waves are all reduced significantly with roof caving, goaf development and intensity weakening of overlying strata associated with mining process. In an area where the strata are fully caved, the fractures can decrease the P-wave velocities, comb. max. amplitudes and frequencies by about 69.8%, 92.2% and over 60.0%, respectively. The deduction of the seismic parameters reveals the effect characteristics of the variation of the overlying strata structure to the seismic wave transmission and energy dissipation. These results

收稿日期:2011-03-10

基金项目:国家自然科学基金项目(50490273,50474068);国家重点基础研究发展计划(973)项目(2010CB226805);中央高校基本科研业务专项资金项目(2010QNA30);江苏省高校优势学科建设工程项目;煤炭资源与安全开采国家重点实验室自主研究课题项目(SKLCRSM10X05)

作者简介:曹安业(1982-),男,江苏省盐城市人,讲师,博士,从事矿山压力、冲击矿压、采矿地球物理等方面的研究.

E-mail: caoanye@163.com Tel: 13775985995

have provided evidence of a strong correlation of seismic velocity and energy to the strata deterioration processes. This has suggested that in order to obtain accurate event location, the seismic velocities must be adapted in response to the rock fracture development. Reliable seismic event locations will greatly benefit the further study on seismic effort of mining-induced tremor and prevention of rock burst.

**Key words** microseismic monitoring; strata fracturing; seismic velocity; energy dissipation; mining safety

震动波可认为是冲击震源处的动态扰动引起的震源-传播路径系统的响应,除受震动能量及震源破裂方式影响外,震动波对巷道围岩的冲击影响大小还要依赖震源传播距离及煤岩介质细观结构上的复杂性和宏观尺度上的不均匀性和不连续性.因此,震动波在煤岩体中传播是个非常复杂的问题<sup>[1-3]</sup>.目前主要采取爆破震动实验进行震动波传播及衰减规律的试验研究<sup>[4-5]</sup>.阳生权<sup>[6]</sup>阐述了爆破地震波的传播、能量、频幅与危害特征.夏致晰等<sup>[7]</sup>分析不同巷道结构在爆炸应力波作用下的振动、变形等情况.吴文等<sup>[8-11]</sup>研究了近场强冲击条件下应力波在砂岩、岩盐、石灰岩等介质中的传播规律.叶根喜等<sup>[8]</sup>借助矿山微震监测,进行了深部采场爆破地震波传播规律的原位试验.高明仕<sup>[12-13]</sup>通过在地面不同场地浅埋岩土介质进行的爆破震动实验,研究了震动波在不同物性参数岩体介质中传播的衰减特征.

矿井开采导致的煤岩微破裂扩展、覆岩岩层结构运动及应力场动态迁移演化,采掘空间内的煤岩属性处于不断调整变化之中,也使得覆岩空间内震动波的传播及衰减规律比实验室及地面场地试验更复杂.目前,矿井开采扰动下覆岩结构及性质改变对震动波传播衰减特征变化的试验研究尚鲜有同行涉足,而该方面的相关知识却是煤矿现场进行矿震诱冲危险性评判及冲击防治工作极为需要.

论文根据澳大利亚联邦科学与工业研究组织(CSZKO)在 Southern 煤矿 704 长壁工作面开采过程中进行的爆破震动试验及微震监测结果,研究采动影响下采场覆岩性质和采空区范围变化,爆破震动波波速、振幅(振动速度)、频率等微震参数的变化特征,揭示采空区顶板垮落范围及破裂程度的变化对冲击震动波在煤岩介质中的传播、衰减和能量耗散的影响规律.

## 1 工作面采动过程中的爆破震动信号采集

### 1.1 704 工作面微震系统布置

Southern 煤矿位于澳大利亚昆士兰州中部的 Bowen 煤田,主采煤层为 GC 煤层,开采深度约

150 m.煤层直接顶为中砂岩、粉砂岩为主,基本顶为中砂岩.为掌握覆岩的运动状态及实现工作面采压有效预测预报,Southern 煤矿围绕 704 工作面布置了由 CSIRO 研制的多通道微震监测系统<sup>[14-15]</sup>.该系统主要监测工作面范围内的围岩微破裂及震动事件.

704 工作面微震监测系统采用 20 个三分量传感器,每 5 个传感器为 1 组分别布置在工作面四周的 4 个传感器钻孔中(A,B,C,D),各钻孔中 5 个传感器之间平均垂距 20 m,形成从地表到煤层底板对工作面空间网络状监测的传感器阵列布置.微震系统传感器布置平面及走向剖面见图 1.

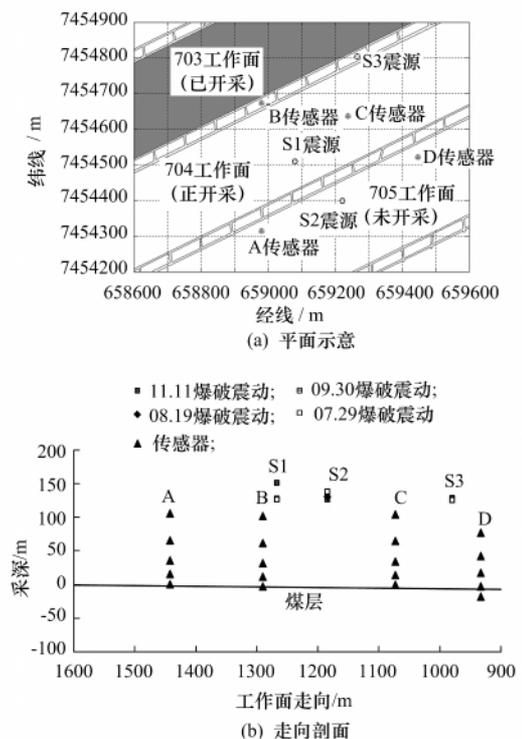


图 1 工作面、传感器布置及爆破震动平面示意图  
Fig. 1 Layout of lw face, geophones, and calibration shots

### 1.2 爆破震动布置

从地表分别向下在 704 工作面中部、705 工作面接近 704 轨道巷侧和 704 工作面运输巷煤层上方钻进 ECC139, ECC140 和 ECC141 等 3 个爆破孔,在各爆破孔处于工作面非开采扰动区(未开采

时期)、部分爆破孔处于采空区垮落区(开采初期)、及爆破孔完全处于采空区垮落区域(开采中后期及后期)等不同开采阶段,分别以定量炸药充当震源进行爆破试验,3个爆破孔中爆破震源分别标记为S1,S2和S3,并通过在工作面四周布置的传感器阵列采集爆破震动及煤岩破裂微震信号.工作面开采过程中,ECC139爆破孔共进行了3次爆破试验,ECC140、ECC141爆破孔分别进行4次爆破试验.各爆破震源位置同样见图1.

### 1.3 爆破震动及采动煤岩破裂信号采集

共进行的11次爆破震动试验贯穿704工作面整个开采过程,以进行工作面开采造成采空区顶板性质改变对冲击震动传播的微震效应研究.

1) 工作面开始回采当日,在S1,S2和S3爆破孔各进行1次爆破试验(以下称“试验1”).回采当日微震监测系统只监测到3个有效煤岩破裂事件,爆破震源至各传感器阵列的传播路径尚未受开采扰动.爆破震源、传感器及煤岩破裂平面分布见图

2a.

2) 工作面回采至110 m时,各爆破孔又分别进行1次爆破试验(以下称“试验2”),煤岩破裂位置已靠近传感器阵列A(图2b).局部区域煤岩性质的改变(孔隙率、完整性、硬度等)造成震动波微震特征一定程度的改变.

3) 工作面回采约450 m时,在S2和S3爆破孔各进行1次爆破试验(以下称“试验3”).此时,采空区破裂范围已基本演化至传感器阵列A,B,C周围,并接近传感器阵列D(图2c).S2和S3震动至传感器阵列A,B,C之间覆岩性质进一步改变,对爆破震动波的吸收和阻尼作用逐渐增大.

4) 工作面回采约550 m时,传感器阵列C所在钻孔因覆岩跨落而塌孔,孔中5个传感器完全失效.微震监测系统在之后开采时期没有对工作面进行进一步监测,直至回采结束前在各爆破孔进行最后一次爆破试验(以下称“试验4”).回采至550m时煤岩破裂分布平面图见图2d.

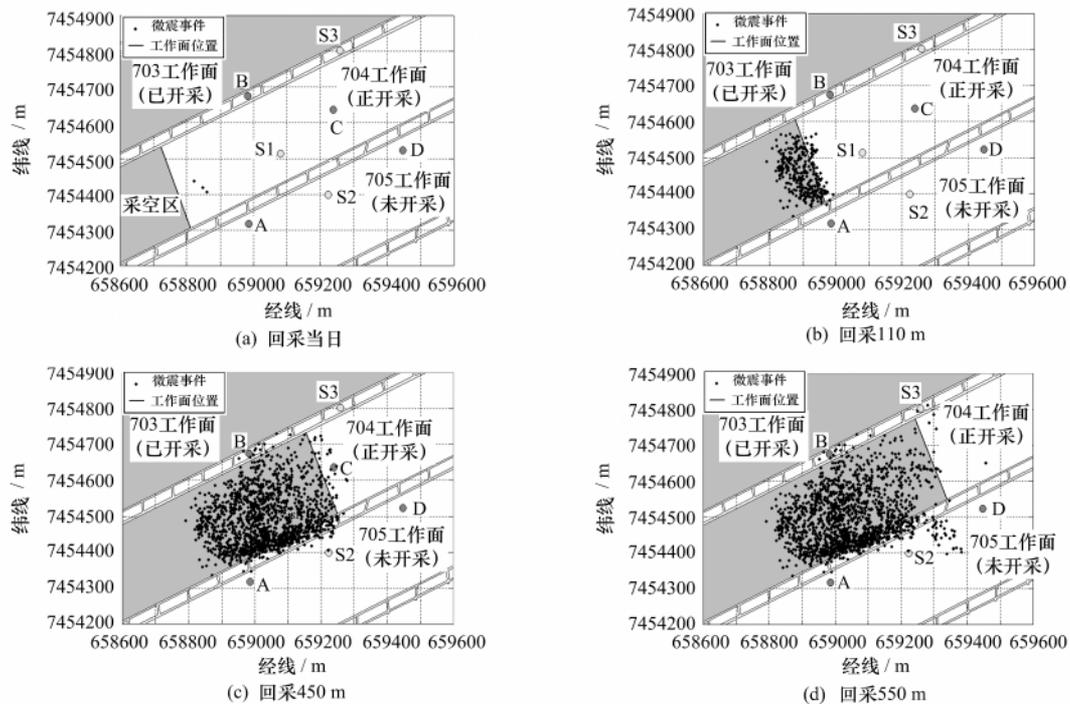


图2 爆破震源、传感器及煤岩微破裂平面分布图

Fig. 2 Plan view of calibration shots, geophones, and mining-induced seismic events

## 2 爆破震动随覆岩破裂范围变化的微震效应规律

考虑到实际煤岩介质的各向异性,以P波平均波速、峰值振幅平均值、P波初至平均频率等微震参量为主要研究对象,揭示采动影响下煤岩介质特性改变对冲击震动波传播和能量耗散的影响规

律.

### 2.1 P波平均波速变化规律

本次试验中,各爆破震动及检波器位置都是准确可知的,且各微震波形P波初至也很清晰.因此,可根据最小二乘法较准确求解不同开采时期各震动爆破P波平均速度.经推导,P波平均速度 $v_p$ 可表示为<sup>[4,16]</sup>

$$v_i = \frac{\sum_{j=1}^n (r_{ij} - \bar{r})^2}{\sum_{j=1}^n [(r_{ij} - \bar{r})(t_{ij}^{\text{obs}} - T_{ij}^{\text{obs}})]},$$

式中:  $r_{ij}$  为爆破震源至各检波台站的距离, 即  $r_{ij} = \sqrt{(x_{ij} - x_0)^2 + (y_{ij} - y_0)^2 + (z_{ij} - z_0)^2}$ , 并设  $\bar{r} = \frac{1}{n} \sum_{j=1}^n r_{ij}$ ;  $t_{ij}^{\text{obs}}$  为各检波台站的 P 波初次到时, 且

$$T_{ij}^{\text{obs}} = \frac{1}{n} \sum_{j=1}^n t_{ij}^{\text{obs}}; n \text{ 为监测台站个数.}$$

根据上式, S1, S2 和 S3 在不同开采时期、随采空区覆岩破裂面积变化, P 波平均速度  $v_i$  (选用所有采集到信号的台站) 的求解结果见图 3.

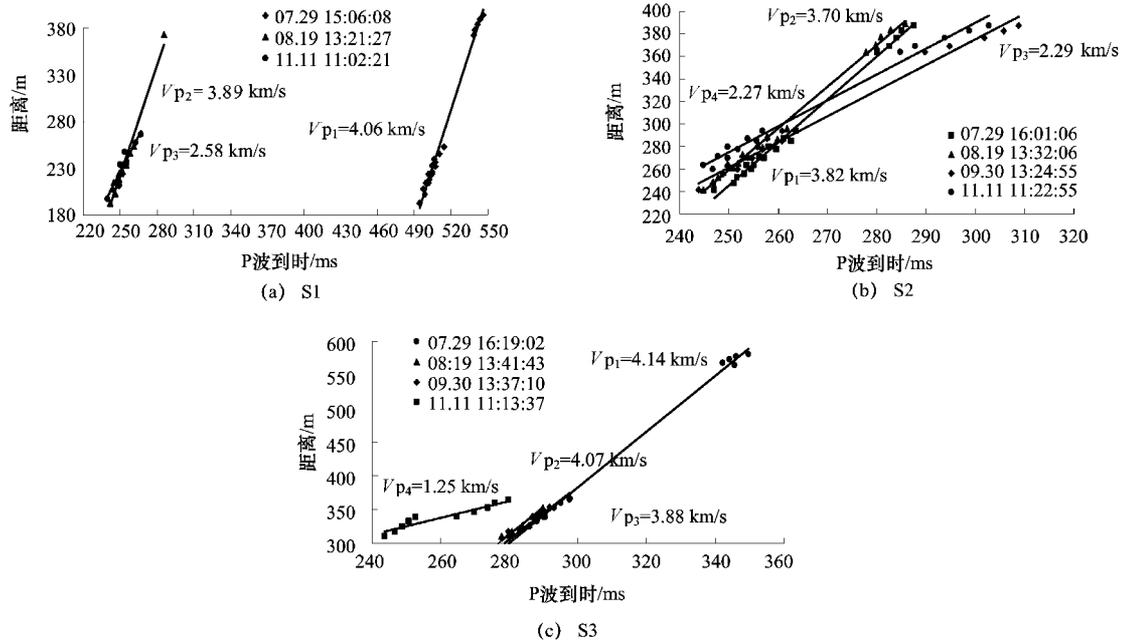


图 3 S1, S2 和 S3 随工作面开采的平均波速变化  
Fig. 3 Velocity variations of S1, S2 and S3 with mining progress

对于 S1, 进行试验 1 时, 震动波到各台站的传播路径尚未受开采扰动, 震动波传播速度较快 (约 4.06 km/s); 进行试验 2 时, 煤岩破裂位置已接近传感器阵列 A1~A5 附近, 震源到检波台站的传播路径受部分采动影响, 此时 P 波平均波速约为 3.89 km/s, 下降约 4.2%; 进行试验 3 时, S1 震源至所有台站的传播路径均处于采空区及上覆破裂岩层中, 且 C1~C5 所在钻孔因覆岩跨落而产生塌孔, 此时 P 波传播波速约为 2.58 km/s, 波速下降大致为 36.5%.

对于 S2, 试验 1, 2 进行的 2 次爆破, 震动波到各台站的传播路径均可视为未受开采扰动, P 波平均传播速度分别约 3.82 km/s 和 3.70 km/s, 波速基本相等; 进行试验 3, 4 时, 震动波至检波台站 B1~B5, C1~C5 传播路径受大范围采空区影响, 介质阻尼作用及震动波衰减较大, 而震源至 A1~A5, D1~D5 之间开采扰动形成的煤岩破裂相对较少. 试验 3, 4 所测 P 波平均传播波速分别约 2.29 km/s, 2.27 km/s, 波速下降大致为 39.4%.

同样, 进行爆破试验 1, 2 时, S3 激发震动波到各台站传播路径均可视为未受扰动影响, P 波平均

传播速度分别约 4.14 km/s 和 4.07 km/s, 波速基本相等; 进行试验 3 时, 采空区跨落范围已逐步接近至台站 C1~C5, 震源至 B1~B5, C1~C5 之间受局部煤岩破裂影响, P 波平均传播波速约为 3.88 km/s, 下降约 6.3%; 进行试验 4 时, 震源到各可进行信号采集的台站 (B1~B5, D1~D5) 的传播路径受大范围采空区跨落影响, 震动波速降低至 1.25 km/s, 下降率高达 69.8%.

可见, 随采空区覆岩破裂范围不断扩大和传播岩体介质强度的不断弱化, 各爆破震源的 P 波平均波速均有不同程度的下降, 反映了传播岩体的完整性程度、密度愈低及孔隙愈发育, 震动波的传播波速愈低, 反之, 岩体的完整性愈高, 震动波传播波速愈大.

## 2.2 爆破震动波振幅变化规律

震动波在煤岩介质传播过程中, 因受煤岩体塑性、非线性和粘性等阻尼作用, 会造成振动幅值的滞弹性衰减及能量耗散. 论文侧重关注相同传播路径上不同开采时期震动波最大振幅变化规律. 考虑到岩体的各向异性特征, 将相同传感器阵列中 5 个传感器记录的峰值振幅取平均值, 分别研究不同爆

破震源的峰值振幅平均值在采空区覆岩破裂范围变化及围岩强度弱化下的变化规律. 爆破震动 S1

~S3 随工作面开采, 在不同传感器钻孔中峰值振幅平均值及变化率见表 1.

表 1 爆破震动 S1, S2 和 S3 在不同传感器钻孔中峰值振幅平均值变化  
Table 1 Mean values of comb. max. amplitude variations of S1, S2 and S3 calculated by different geophone arrays

		S1 振幅 ( $10^{-6}$ m/s)					
		07.29 15:06:08		08.19 13:21:27		11.11 11:02:21	
		最大振幅	变化率	最大振幅	变化率	最大振幅	变化率
A		12.80	0.00%	11.30	-11.72%	1.00	-92.19%
B		14.90	0.00%	13.00	-12.75%	1.80	-87.92%
C		17.10	0.00%	18.20	6.43%		
D		5.30	0.00%				

		S2 振幅 ( $10^{-6}$ m/s)							
		07.29 16:01:06		08.19 13:32:06		09.30 13:24:55		11.11 11:22:55	
		最大振幅	变化率	最大振幅	变化率	最大振幅	变化率	最大振幅	变化率
A		32.90	0.00%	28.81	-12.43%	7.66	-76.72%	3.71	-88.72%
B		20.20	0.00%	13.46	-33.37%	2.52	-87.52%	1.97	-90.25%
C		36.81	0.00%	46.54	26.43%	8.45	-77.04%		
D		30.24	0.00%	26.11	-13.66%	7.93	-73.78%	7.01	-76.82%

		S3 振幅 ( $10^{-6}$ m/s)							
		07.29 16:19:02		08.19 13:41:43		09.30 13:37:10		11.11 11:13:37	
		最大振幅	变化率	最大振幅	变化率	最大振幅	变化率	最大振幅	变化率
A		3.61	0.00%			3.51	-43.84%	3.57	-42.88%
B		6.25	0.00%	5.24	-16.16%				
C		27.99	0.00%	19.56	-30.12%	18.10	-35.33%		
D		7.30	0.00%	6.74	-7.67%	5.89	-19.32%	3.03	-58.49%

由表 1 可见, 对于同一位置的不同爆破试验, 随采空区岩体垮落及破裂范围扩大, 同一传感器阵列记录的震动振幅平均值明显小于该震动波在相同路径下完整岩体传播时的幅值大小, 并大致随采空区覆岩垮落及破裂范围扩大而逐渐降低; 且各爆破震动幅值降低大小不一, 最小为 58.49%, 最大高达 92.19%.

震动波能量正比于振动幅值的平方, 故根据上述振幅平均值变化结果, 采空区覆岩的破裂、垮落使得传播至各监测空间的能量少则降低至相同距离完整岩体中传播衰减结果的 0.16 倍, 甚至会降低至相应完整岩体衰减值的 0.006 倍, 即有 2 个数量级以上能量的进一步衰减.

### 2.3 震动波频率变化规律

震动频率除受震源特征决定之外, 其高频部分在矿井实际煤岩介质中传播时同样会受介质阻尼影响而发生变化. 以 S2 为例, 图 4 即为随覆岩破裂范围演化, S2 的 P 波初至平均频率的变化趋势.

由图可见, 随采空区破裂范围增大, A, B, C, D 各传感器钻孔采集 P 波初至频率均有逐渐降低的趋势, 且以 B 钻孔中传感器记录的频率值降幅最大, 这主要由于随工作面开采, 震源 S2 至各传感器钻孔的传播路径中, 以 B 孔附近受采空区覆岩破裂影响最大, 当受大范围采空区破裂影响时, B 孔

中监测 P 波初至平均频率降幅高达 60% 以上, 而其它钻孔传感器监测的频率值降幅主要在 20% ~ 30% 之间.

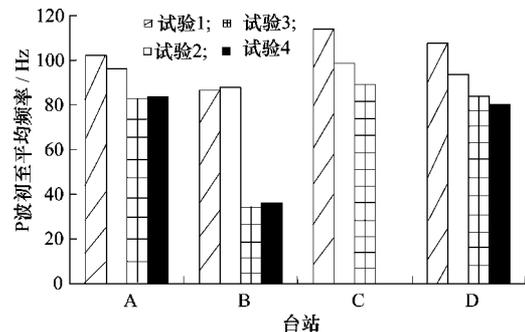


图 4 爆破震动 S2 的 P 波初至平均频率变化图  
Fig. 4 Sketch map of frequency of the first arrival of S2 associated with mining

### 3 结论

1) 随 704 工作面开采, 采空区覆岩破裂范围不断扩大和传播岩体强度的不断弱化, 工作面不同位置布置的爆破震源 S1, S2 和 S3 的 P 波平均波速均有不同程度的下降, 尤其当工作面开采后期大范围采空区存在时, 各爆破震动平均 P 波波速下降率分别达到约 36.5%, 39.4% 和 69.8%, 充分反应了传播岩体介质的完整性愈低, 孔隙率愈发育, 震动波传播波速愈低.

2) 以每个传感器钻孔为研究单位,各传感器阵列内记录各爆破震动波振幅随传播距离增加近似呈指数衰减形式.同时,随采空区覆岩破裂范围扩大,各传感器阵列内记录的震动波峰值振幅平均值逐渐降低,且各爆破震动振幅平均值降低大小不一,最小降幅为 58.49%,最大高达 92.19%.

3) 震动波频率,尤其是其高频部分在矿井实际煤岩介质中传播时同样会受介质阻尼影响而发生变化.通过对爆破震源 S2 的 P 波初至平均频率的变化趋势分析,随采空区覆岩破裂范围演化,P 波初至平均频率同样呈逐渐降低趋势,且受采空区破裂范围影响越大,其降幅越高,其中最大频率降幅高达 60% 以上.

4) 采动煤岩体的强度弱化使爆破(煤岩)震动辐射的震动能量大量耗散,降低了震动波对采掘空间的冲击破坏效应.试验结果为研究采动煤岩动载的震动效应,降低其可能造成的破坏程度提供了试验依据.

5) 爆破震动波速随煤岩采动的变化特征,也意味着微震监测系统在煤岩震动的监测过程中,其设定的震动波波速(用以震源定位)需根据矿井开采进程和采空区范围的变化而做相应调整,以确保煤岩震动定位的准确性.

#### 参考文献:

[1] 窦林名,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,2003.

[2] 窦林名,何学秋. 采矿地球物理学[M]. 北京:中国科学文化出版社,2005.

[3] 曹安业,范军,牟宗龙,等. 矿震动载对围岩的冲击破坏效应[J]. 煤炭学报,2010,35(12):2006-2010. CAO An-ye, FAN Jun, MU Zong-long, et al. Burst failure effect of mining-induced tremor on roadway surrounding rock[J]. Journal of China Coal Society, 2010,35(12):2006-2010.

[4] 曹安业. 采动煤岩冲击破裂的震动效应及其应用研究[D]. 徐州:中国矿业大学矿业工程学院,2009.

[5] 曹安业,窦林名. 采场顶板破断型震源机制及其分析[J]. 岩石力学与工程学报,2008,27(增刊):3833-3839. CAO An-ye, DOU Lin-ming. Analysis of focal mechanism caused by rupture of stope roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008,27(Supp):3833-3839.

[6] 阳生权. 爆破地震累积效应理论和应用初步研究[D]. 长沙:中南大学资源与安全工程学院,2002.

[7] 夏致晰,缪协兴,茅献彪. 爆炸应力波对深埋巷道的作用效应分析[J]. 河南科学,2004,22(1):88-91.

XIA Zhi-xi, MIAO Xie-xing, MAO Xian-biao. Analysis of ground shock wave on deep buried tunnels[J]. Henan Science, 2004,22(1):88-91.

[8] 吴文,徐松林,杨春和,等. 岩盐冲击特性试验研究[J]. 岩石与学与工程学报,2004,23(21):3613-3620. WU Wen, XU Song-lin, YANG Chun-he, et al. Testing studies on response behaviour of rock salt to impacting[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004,23(21):3613-3620.

[9] 寇绍金,虞吉林,杨根宏. 石灰岩中应力衰减机制的试验研究[J]. 力学学报,1982,14(6):583-588. KOU Shao-jin, YU Ji-lin, YANG Gen-hong. Testing studies on attenuation mechanics of stress wave in limestone[J]. Journal of Mechanics, 1982,14(6):583-588.

[10] 李夕兵,陈寿如,古德生. 岩石在不同加载波下的动载强度[J]. 中南矿冶学院学报,1994,25(3):301-304. LI Xi-bing, CHEN Shou-ru, GU De-sheng. Dynamic strength of rock under impulse loads with different stress waveforms and durations[J]. Journal of Central South Institute of Mining and Metallurgy, 1994,25(3):301-304.

[11] 叶根喜,姜福兴,郭延华,等. 煤矿深部采场爆破地震波传播规律的微震原位试验研究[J]. 岩石力学与工程学报,2008,27(5):1053-1058. YE Gen-xi, JIANG Fu-xing, GUO Yan-hua, et al. Experimental research on seismic wave attenuation by field microseismic monitoring in deep coal mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008,27(5):1053-1058.

[12] 高明仕. 冲击矿压巷道围岩的强弱结构控制机理研究[D]. 徐州:中国矿业大学矿业工程学院,2006.

[13] 高明仕,窦林名,张农,等. 岩土介质中冲击震动波传播规律的微震试验研究[J]. 岩石力学与工程学报,2007,26(7):1365-1371. GAO Ming-shi, DOU Lin-ming, ZHANG Nong, et al. Experimental study on earthquake tremor for transmitting law of rockburst in geomaterials[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007,26(7):1365-1371.

[14] GUO Hua, LUO Xun, ZHOU Bin-zhong, et al. Southern colliery LW704 geotechnical study[R]. ACARP Project 759, Australia, 2000.

[15] KELLY M, LUO X, CHEIG S. Integrating tools for logwall geomechanics assessment[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Science, 2002,39:661-676.

[16] LUO X. Seismic investigation of rock fracture process in mining[C]// Sznorock, Hong Kong, 2009:21-23.

文章编号: 0253-9993(2011)S1-0068-06

## 23 采动影响下断层滑移诱发煤岩冲击机理

李志华<sup>1,2</sup>, 窦林名<sup>2</sup>, 曹安业<sup>2</sup>, 范军<sup>2</sup>, 牟宗龙<sup>2</sup>

(1. 安徽理工大学 能源与安全学院, 安徽 淮南 232001; 2. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221008)

**摘 要:** 根据断层滑移失稳与煤岩冲击矿压的关系, 建立了断层滑移诱发煤岩冲击的黏滑-黏弹性体突变模型。以山东济三煤矿 6303 工作面地质资料为背景, 采用 FLAC5.0<sup>2D</sup> 数值模拟软件模拟了煤层开采过程中断层对顶板运动的影响。研究表明: 断层滑移诱发煤岩冲击分为两种力学机制, 一是在断层活动条件下“断层滑移失稳动态诱发冲击矿压机理”; 二是在断层相对稳定条件下“断层滑移稳态诱发冲击矿压机理”。断层滑移失稳动态诱发冲击矿压与断层滑移稳态诱发冲击矿压相比, 更容易发生冲击矿压, 且释放能量更多。断层滑移速度与工作面推进速度、工作面距断层距离、断层面力学性质、断层正压力和开采深度有关。工作面无论是由断层下盘还是由断层上盘向断层推进, 工作面距断层越近, 断层滑移量、滑移速度越大。工作面由断层下盘向断层推进时断层滑移量、滑移速度远大于工作面由上盘向断层推进时的, 发生断层冲击矿压的危险性就越高。

**关键词:** 断层; 滑移失稳; 冲击矿压; 突变模型

中图分类号: TD325 文献标志码: A

### Mechanism of fault slip induced rockburst during mining

LI Zhi-hua<sup>1,2</sup>, DOU Lin-ming<sup>2</sup>, CAO An-ye<sup>2</sup>, FAN Jun<sup>2</sup>, MU Zong-long<sup>2</sup>

(1. School of Mining and Safety Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China; 2. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining & Technology, Xuzhou 221008, China)

**Abstract:** Based on the relation between fault slip destabilization and rockburst, a catastrophe model of Strike-slip and Viscous-elastic-brittle was established in order to study the mechanism of fault slip induced rockburst. The FLAC5.0<sup>2D</sup> numerical simulation software was used to study the effect of fault on roof movement during mining according to the geological conditions of No. 6303 working face in Jining No. 3 Coal Mine. The results show that the mechanics criterion of fault slip induced rockburst can be analyzed by the following two kinds: the first mechanism is fault slip dynamically induced rockburst when the fault with a high slip velocity, such as fault slip destabilization, and the second mechanism is fault slip statically induced rockburst when the fault with a low slip velocity. In the first kind, the rockburst is easy to happen, and more energy is violently released comparability. The velocity of fault slip is related to the velocity of working face advancing, the distance from working face to the fault, strength property of fault plane, normal stress of fault plane and the mining depth. The fault slip displacement and slip velocity sharply increase when the working face advances from the footwall to the fault itself or from the hanging wall to the fault itself. The slip displacement and slip velocity when the working face advances from the footwall to the fault is higher than that the face from the hanging wall to the fault, which results in a high risk of a fault rock burst.

**Key words:** fault; slide destabilization; rockburst; catastrophe model

断层冲击矿压是由于采矿活动引起断层突然相对错动而猛烈释放能量的现象<sup>[1]</sup>。释放能量多、震

收稿日期: 2010-07-21 责任编辑: 柴海涛

基金项目: 国家“十一五”科技支撑计划资助项目(2006BAK03B06, 2006BAK04B02); 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室开放研究基金资助项目(09KF03)

作者简介: 李志华(1981—), 男, 陕西汉中, 人, 讲师, 博士。E-mail: lizhijhua81@126.com

级高是断层冲击矿压的特点。兖矿集团济三煤矿、鲍店煤矿、北京木城涧煤矿、山东古城煤矿等在工作面回采期间,先后多次发生较严重的断层冲击矿压<sup>[2]</sup>。国外的生产实践证明地质构造对冲击矿压构成影响<sup>[3-5]</sup>。最早的冲击矿压矿井——英国的南斯塔福煤田特别容易遭受冲击矿压的一些地区,都分布于断层交岔处和断层面构成的三角地带。苏联基泽洛夫煤田的乌里茨基矿和加里宁矿特别容易遭到冲击矿压危害的区段,大多存在断层等大型地质构造的破坏或者是煤层尖灭。加拿大的舒德布利镍铜矿1984年发生了两起大型岩爆事故,其原因就是由于岩体沿大断层的滑动引起的矿震,并由此导致顶板垮落。

用数学模型描述自然现象,是科学研究的一种基本方法<sup>[6]</sup>。目前,国内学者已经对断层冲击矿压进行了大量研究,并建立了相应的力学模型及失稳判据<sup>[7-9]</sup>。潘一山等通过黏滑失稳模型,解释了断层冲击矿压的间歇性<sup>[1]</sup>。王学滨等认为断层冲击矿压是指受采掘活动影响而使断层突然错动,发生剪切失稳的现象<sup>[10]</sup>。王来贵等从单一断层模型来分析,认为如果断层面上摩擦阻力小于下滑力,则岩体产生加速运动,形成断层冲击矿压<sup>[11]</sup>。但是,这些研究其本质只是对断层围岩系统稳定性进行的研究,断层滑移失稳如何诱发煤岩冲击矿压的发生,断层滑移失稳与煤岩冲击矿压的发生有何关系,此类研究很少,这就影响了对断层冲击矿压的预测、预报及防治。本文建立了断层滑移诱发煤岩冲击的黏滑-黏弹脆性突变模型,根据黏弹脆性体突变模型破坏特征,得到了断层冲击矿压的两种破坏机理:断层滑移失稳动态诱发冲击矿压,断层滑移稳态诱发冲击矿压;得到了断层滑移失稳诱发煤岩冲击矿压的判据,并对其影响因素进行了分析。

## 1 断层冲击矿压黏滑-黏弹脆性体突变模型

该模型主要由凯尔文模型、两个脆性单元和一个黏滑模型组成。在这个模型中,假设脆性单元代表煤岩体的冲击倾向性,弹性单元代表煤岩体能承受高应力集中和积聚大量弹性能,黏滑模型代表断层滑移失稳。

### 1.1 黏弹脆性体突变模型的力学特征

凯尔文模型采用弹性单元和黏性单元并联,模型中弹性单元刚度为  $k$ ,黏性单元的黏性系数为  $\eta$ ,当外力作用在模型的两端时,两个模型所产生的变形位移  $x$  应该相等,而其应力应该是弹簧所受的应力  $\sigma^e$  和阻尼器所受的应力  $\sigma^v$  之和<sup>[12]</sup>。其总应力为

$$\sigma = \sigma^e + \sigma^v = kx + \eta \frac{dx}{dt} \quad (1)$$

黏弹脆性体突变模型(即冲击矿压模型)可采用凯尔文模型加两个脆性单元组成,如图1所示,其中一个分支由弹性单元+脆性单元组成,另一个分支由黏性单元+脆性单元组成。其中,脆性单元的强度临界值为  $\sigma_1$ ,当作用在脆性单元上的应力  $\sigma_k < \sigma_1$  时,脆性单元为刚体,而当  $\sigma_k > \sigma_1$  时,脆性单元及整个模型破坏,聚积在弹性单元中的能量瞬时释放。

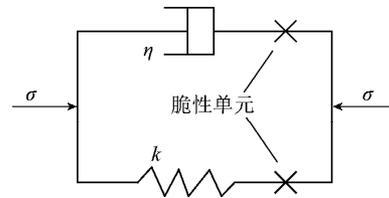


图1 黏弹脆性体突变模型

Fig. 1 Viscous-elastic-brittle catastrophe model

### 1.2 黏滑模型的力学特征

采用黏滑失稳模型解释断层的滑移失稳。黏滑现象是 Brace 和 Byerlee 于1966年在研究岩石的摩擦时发现的<sup>[1]</sup>。所谓黏滑就是岩石发生的突发式、间歇式不稳定摩擦滑动。当工作面从上盘向断层方向推进时,发生矿震后,断层下盘相对稳定,上盘相对下盘发生位移。模型中以固定面表示接触面为断层面(图2)。设上盘的围岩 AB 相对于下盘以恒定速度  $v$  发生变形,断层两盘的静摩擦系数和动摩擦系数分别为  $\mu$  和  $\mu'$  ( $\mu > \mu'$ )。上盘围岩刚度为  $k'$ ,对下盘作用正压力为  $W$ 。开始处于静止状态,则静摩擦力为  $\mu W$ 。假设克服此摩擦力并使上下盘突然滑动所需弹簧 AB 两端相对位移为  $\xi_0$ ,则有  $k'\xi_0 = \mu W$ 。

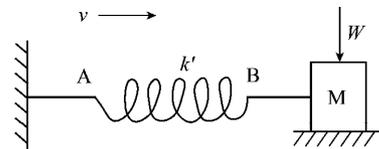


图2 断层滑移失稳黏滑模型

Fig. 2 Strike-slip model of fault

取上盘 M 开始滑动的瞬间为时间原点  $t = 0$ ,并以此时的位置测量端点 A 的位移  $\xi = vt$ ,滑块 M 的位移和速度分别为  $s$  和  $v_m$ ,则上盘围岩施加在 M 上的力为  $k'(\xi + \xi_0 - s)$ ,所以滑块 M(滑块质量为  $M$ ) 的运动方程为

$$M \frac{d^2 s}{dt^2} = k'(\xi + \xi_0 - s) - \mu' W \quad (2)$$

令  $n^2 = \frac{k'}{M}$ ,则上式化为

$$\frac{d^2s}{dt^2} + n^2s = n^2vt + \frac{(\mu - \mu')W}{M} \quad (3)$$

求解这个微分方程 得到  $s$  的通解

$$s = C_1 \cos nt + C_2 \sin nt + vt + \frac{(\mu - \mu')W}{Mn^2} \quad (4)$$

根据初始条件: 当  $t=0$  时  $s=0$ ,  $v_m = \frac{ds}{dt} = 0$ , 得

$$C_1 = -\frac{(\mu - \mu')W}{Mn^2}, C_2 = -\frac{v}{n}$$

代入式(4), 可以得到滑块 M 运动的最终表达式为

$$s = -\frac{(\mu - \mu')W}{Mn^2} \cos nt - \frac{v}{n} \sin nt + vt + \frac{(\mu - \mu')W}{Mn^2} \quad (5)$$

### 1.3 黏滑 - 黏弹脆性体突变模型的力学特征

将上述两种模型串联起来, 便建立了黏滑 - 黏弹脆性体突变模型(图3), 可以研究断层滑移失稳诱发煤岩冲击的机理。假设底板固定, 不变形<sup>[3-4]</sup>。根据现场矿压观测, 煤层开采后顶板运动不受支架支撑力的作用<sup>[13]</sup>。所以, 可以认为滑块 M 的运动不受黏弹脆性体约束, 滑块 M 的滑移量  $s$  等于黏弹脆性体突变模型变形位移  $x$ 。

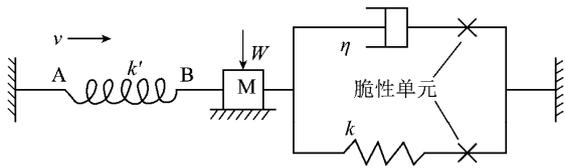


图3 断层冲击矿压黏滑 - 黏弹脆性体突变模型

Fig. 3 Strike-slip and viscous-elastic-brittle model of fault rockburst

根据黏弹脆性体突变模型破坏形式, 即弹性单元分支或黏性单元分支发生破坏, 故可将断层滑移诱发煤岩冲击矿压的机理分为两种: 一是在断层活动(如滑移失稳)条件下冲击矿压的发生机理称为“断层滑移失稳动态诱发冲击矿压机理”; 二是在断层相对稳定条件下冲击矿压的发生机理称为“断层滑移稳态诱发冲击矿压机理”。

## 2 断层滑移稳态诱发冲击矿压机理

当断层滑移较为平缓时, 则在黏弹脆性体突变模型黏性单元分支中不可能形成较高的应力, 只有断层滑移量的不断增加, 弹性单元分支承受的应力超过脆性单元的强度临界值, 系统才会呈现“稳态压坏”, 而不是由于滑移而产生的失稳破坏, 这种情况下断层冲击矿压的发生需要满足一个力学条件, 即

$$\sigma^v < \sigma_1 < \sigma^e \quad (6)$$

在这个力学条件的前提下, 进行模型破坏机理的分析。

根据式(5), 可以得到滑块 M 的速度及加速度表达式分别为

$$v_m = v(1 - \cos nt) + \frac{(\mu - \mu')W}{Mn} \sin nt \quad (7)$$

$$a = vn \sin nt + \frac{(\mu - \mu')W}{M} \cos nt \quad (8)$$

令  $a=0$ , 得

$$t_1 = \frac{1}{n} \left[ \pi - \arctan \frac{(\mu - \mu')W}{Mnv} \right] \quad (9)$$

代入式(5), 可得到在  $t_1$  时刻, 滑块 M 的位移为

$$s_1 = vt_1 + \frac{(\mu - \mu')W}{Mn^2} \quad (10)$$

代入式(7), 可得到在  $t_1$  时刻, 滑块 M 的最大速度为

$$v_{mmax} = v + \sqrt{v^2 + \frac{(\mu - \mu')^2 W^2}{Mk}} \quad (11)$$

所以, 假如黏弹脆性体突变模型满足  $\eta v_{mmax} < \sigma_1$ , 则黏性单元分支不可能发生破坏, 只有可能在弹性单元分支发生破坏。

令  $v_m = 0$ , 得出滑块静止下来的时间为

$$t_2 = 0 \text{ 或 } t_3 = \frac{2}{n} \left[ \pi - \arctan \frac{(\mu - \mu')W}{Mnv} \right] \quad (12)$$

在  $t_3$  时刻, 滑块 M 的位移为

$$s_2 = vt_3 + 2 \frac{(\mu - \mu')W}{Mn^2} \quad (13)$$

所求得的  $s_2$  是滑块 M 在第 1 个循环中的滑移量, 若  $ks_2 < \sigma_1$ , 则黏滑 - 黏弹脆性体突变模型在第 1 个循环中不会发生破坏。滑块 M 静止后, 围岩 AB 将继续对滑块 M 加压, 当弹簧力达到  $\mu W$  时, 滑块 M 又将突然开始滑动, 并且此循环会重复, 直到满足  $ks > \sigma_1$ , 弹性单元分支发生破坏。同时也可见断层两盘的相对运动是一个黏滑振荡过程, 即断层冲击矿压是一个黏滑振荡。

断层冲击矿压的数值模拟试验结果表明, 当工作面由断层下盘向断层推进时, 随着工作面的推进, 断层滑移量不断增加, 若满足  $ks = \sigma_1$ , 黏弹脆性体突变模型最终会发生破坏, 储存在弹性单元的弹性能瞬时释放, 由于断层滑移较为平缓, 顶板运动的动能可以忽略不计, 所以, 这时黏弹脆性体突变模型释放的能量为

$$U_s = \frac{1}{2} k \left( \frac{\sigma_1}{k} \right)^2 = \frac{1}{2} \frac{\sigma_1^2}{k} \quad (14)$$

### 3 断层滑移失稳动态诱发冲击矿压机理

当断层发生滑移失稳时,若在黏弹脆性体突变模型弹性单元分支中压应力还没有达到脆性单元强度临界值,而黏性单元分支中压应力已经达到脆性单元强度临界值,则黏性单元及整个模型破坏,这种情况下断层冲击矿压的发生需要满足力学条件

$$\sigma^e < \sigma_1 < \sigma^v \quad (15)$$

在这个力学条件的前提下,进行模型破坏机理的分析。

若要使  $\sigma_1 < \sigma^v$ ,即黏性单元分支中压应力达到脆性单元强度临界值,需要满足

$$\eta \frac{dx}{dt} = \sigma_1 \Rightarrow \frac{dx}{dt} = \frac{\sigma_1}{\eta} \quad (16)$$

所以,可求得只考虑黏性单元分支发生破坏时滑块 M 的理论运动速度  $v_{m1} = \frac{\sigma_1}{\eta}$  (其中  $v_{m1} \leq v_{mmax}$ ,若  $v_{m1} > v_{mmax}$ ,则只可能发生断层滑移稳态诱发冲击矿压) 将其代入式(7),可求得黏性单元分支发生破坏的时刻为

$$t_4 = \frac{2}{n} \left\{ \pi - \arctan \left[ \frac{(\mu - \mu') W/M}{2nv - nv_{m1}} + \sqrt{\frac{(\mu - \mu') W}{M}} \right] \right\} \quad (17)$$

$$t_5 = \frac{2}{n} \left\{ \pi - \arctan \left[ \frac{(\mu - \mu') W/M}{2nv - nv_{m1}} - \sqrt{\frac{(\mu - \mu') W}{M}} \right] \right\} \quad (18)$$

以上是从理论上得到的黏弹脆性体突变模型黏性单元分支发生破坏的时刻,根据滑块 M 滑移速度表达式(7),得滑块 M 滑移速度  $v_m$  随时间  $t$  的变化趋势曲线如图 4 所示。

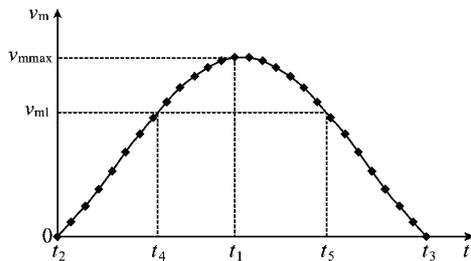


图 4 滑块速度随时间变化曲线

Fig. 4 The change curve slide block velocity with time

在滑块 M 第一个黏振荡过程中,黏性单元分支发生破坏的临界时刻存在两个,即  $t_4$  和  $t_5$ ,滑块速度变化曲线表明,当滑块运动到  $t_4$  时刻,模型已经发

生破坏,就不可能发展到  $t_5$  时刻。将  $t_4$  带入式(5),可以得到滑块 M 的位移  $s_3$ 。这时,考虑到弹性单元分支的强度,故黏弹脆性体突变模型存在 3 种破坏形式:① 若弹性单元满足  $ks_3 > \sigma_1$ ,则表明弹性单元分支首先发生破坏,断层不可能发生滑移失稳动态诱发冲击矿压;② 若弹性单元满足  $ks_3 = \sigma_1$ ,则表明弹性单元分支和黏性单元分支同时发生破坏;③ 若弹性单元满足  $ks_3 < \sigma_1$ ,则表明黏性单元分支首先发生破坏,断层发生滑移失稳动态诱发冲击矿压,储存在弹性单元的弹性能瞬时释放。由于断层滑移非常剧烈,所以,因滑块 M 滑移运动而产生的动能也将瞬时释放,这时黏弹脆性体突变模型释放的总能量为

$$U_d = \frac{1}{2}ks_3^2 + \frac{1}{2}Mv_{m1}^2 \quad (19)$$

在这种情况下,断层滑移失稳动态诱发冲击矿压与断层滑移稳态诱发冲击矿压相比,煤层更容易处于不稳定状态,这时,更容易发生冲击矿压,且强度更猛烈。此时,系统破坏释放的能量比稳态破坏多  $\frac{1}{2}Mv_{m1}^2$ 。

### 4 断层滑移诱发冲击矿压的影响因素

滑块 M 滑移速度的大小(即断层滑移速度大小)不仅决定着断层冲击矿压的发生,而且还影响着断层冲击矿压的猛烈程度。因此,根据滑块 M 的速度表达式(7),对断层冲击矿压的影响因素进行分析。

(1) 工作面推进速度对断层滑移速度的影响。大量的研究表明,回采工作面的推进速度与低能量的矿山震动之间存在着明显的关系,即工作面的推进速度越快,产生的矿山震动就越多。国外资料证明,随着回采工作面推进速度加快,顶板下沉速度也明显地加快。在断层影响区,工作面推进速度加快,断层围岩运动速度  $v$  也加快,断层滑移速度  $v_m$  增加,若满足  $v_m \geq v_{m1}$ ,则黏性单元分支发生破坏,发生断层冲击矿压。

(2) 工作面距断层距离对断层滑移速度的影响。断层冲击矿压数值模拟及相似模拟结果表明,当工作面距离断层较远时,断层滑移量逐渐增加,之后趋向于一个稳定值,即模型运算平衡后断层不再发生滑移,断层滑移速度  $v_m$  趋于 0,则此时断层围岩系统处于稳定状态<sup>[14]</sup>。当工作面距离断层较近时,断层滑移量随运算时步的增加逐渐增加,后段曲线呈上升直线状,即断层滑移速度  $v_m$  趋于一常数,若满足  $v_m \geq v_{m1}$ ,则断层围岩系统处于非稳定状态。

(3) 断层力学性质对断层滑移速度的影响。分析式(7)可见,断层冲击矿压不仅与断层围岩所受的应力状态有关,还与断层力学性质有关。断层两盘的静摩擦因数 $\mu$ 和动摩擦因数 $\mu'$ 差值( $\mu - \mu'$ )越大,断层滑移速度越大,越容易发生断层冲击矿压。断层两盘的静摩擦因数和动摩擦因数差值越大,表明在断层发生滑移之前,断层围岩可以聚集大量的弹性能,断层突然滑动,聚集的弹性能瞬时释放。

(4) 断层正压力对断层滑移速度的影响。断层正压力 $W$ 越大,断层滑移速度越大,越容易发生断层冲击矿压。文献[1]中也指出,当正压力太小时,上下盘之间只发生稳定滑动,即不会发生断层滑移失稳动态诱发冲击矿压,只有将正压力提高到一定数值后,才发生突发式冲击矿压,并发出很大的响声。

(5) 开采深度对断层滑移速度的影响。如果不考虑构造应力,则正压力 $W$ 由开采煤层的上覆岩层自重产生, $W = \gamma gh$ , $\gamma g$ 为岩石自重, $h$ 为采深。所以只有采深 $h$ 达到一定值时,才能发生断层冲击矿压。这就解释了为什么当采深较浅时,开采仅会引起断层的稳定滑动,只有当开采达到一定深度时,上覆岩层产生的正压力足够大,才发生断层冲击矿压。

## 5 断层滑移诱发冲击矿压的数值分析

以济三煤矿6303工作面地质资料为背景,采用FLAC5.0<sup>2D</sup>数值模拟软件建立了两组相应的断层分析模型(模型1是工作面由断层下盘向断层推进,模型2是工作面由断层上盘向断层推进),模拟了工作面回采过程中断层冲击矿压危险性。采动影响下断层滑移量、滑移速度将通过顶板传递到煤层上,所以,利用HISTORY命令,记录了采动过程中顶板下沉量的历史值。根据顶板下沉量历史值绘制曲线,便可以反映出工作面距断层不同距离时顶板运动趋势,曲线的斜率反映了顶板下沉速度。

图5(a)为工作面由断层下盘向断层推进距断层80、60、40、30、20、10 m时顶板下沉量的历史值。从图5(a)可以看出当工作面距断层80、60 m时,顶板下沉量开始逐渐增加,之后趋向于常数110 mm,即模型运算平衡后顶板不再下沉,顶板下沉速度为零,则此时顶板运动动能为零,就不会因为断层活动而发生“断层滑移失稳动态诱发冲击矿压”。当工作面距断层40、30、20 m时,顶板下沉量随运算时步的增加逐渐增加,后段曲线呈上升直线状,即顶板下沉速度趋于一常数,断层滑移动态或稳态诱发冲击矿压的危险性就逐步增加。当工作面距断层10 m时,顶板下沉量随运算时步的增加而迅速增加,整个曲线呈上凹

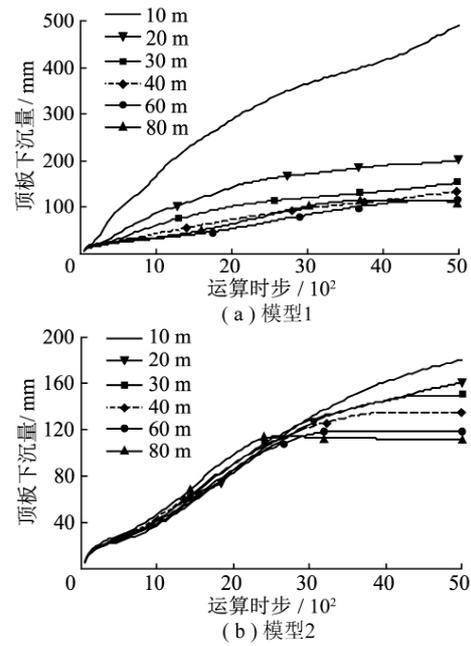


图5 顶板下沉量历史值

Fig. 5 The history values of roof movement

型,顶板下沉速度剧烈增加,顶板运动动能不断增加,这就是工作面接近断层时容易产生冲击矿压的原因<sup>[15-16]</sup>。

图5(b)为工作面由断层上盘向断层推进距断层不同距离时顶板下沉量的历史值。当工作面离断层80、60、40、30 m时,顶板下沉量逐渐增加,之后趋向于一常数,即模型运算平衡后顶板不再下沉,下沉速度为零,则此时顶板运动动能为零,就不会因顶板运动而发生冲击矿压。当工作面距断层20、10 m时,顶板下沉量逐渐增加,整个曲线呈下凹型,并向水平直线状态过渡,此时的顶板下沉速度随时步的增长而逐渐减小,且趋向于零,顶板运动最终趋于稳定。

图6为工作面分别由断层下盘和上盘向断层推进距断层10 m时顶板下沉量的对比曲线。可以看出,当工作面位于断层下盘时的顶板下沉量、下沉速度远高于工作面位于上盘时的,发生断层冲击矿压的危险性就越高。

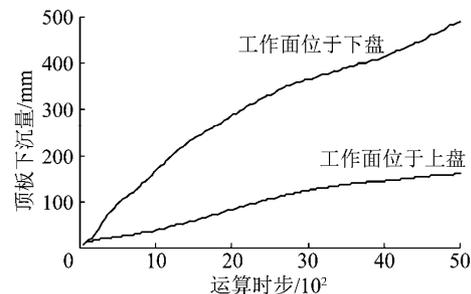


图6 顶板下沉量对比曲线

Fig. 6 Comparability of roof movement

## 6 结 论

(1) 断层滑移诱发煤岩冲击矿压的机理可分为两种:一是在断层活动(如滑移失稳)条件下冲击矿压的发生机理称为“断层滑移失稳动态诱发冲击矿压机理”;二是在断层相对稳定条件下冲击矿压的发生机理称为“断层滑移稳态诱发冲击矿压机理”。

(2) 断层滑移失稳动态诱发冲击矿压比断层滑移稳态诱发冲击矿压更容易发生,且释放能量更多。断层滑移速度与工作面推进速度、工作面距断层距离、断层面力学性质、断层正压力和开采深度有关。

(3) 工作面无论是由断层下盘向断层推进,还是由断层上盘向断层推进,工作面距断层越近,断层滑移量、滑移速度越大,发生断层冲击矿压的危险性就越高。

(4) 当工作面由断层下盘向断层推进时断层滑移量、滑移速度远大于工作面由上盘向断层推进时的,发生断层冲击矿压的危险性就越高。

### 参考文献:

- [1] 潘一山,王来贵,章梦涛,等.断层冲击矿压发生的理论与试验研究[J].岩石力学与工程学报,1998,17(6):642-649.  
Pan Yishan, Wang Laigui, Zhang Mengtao, et al. The theoretical and testing study of fault rock burst [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1998, 17(6): 642-649.
- [2] 李志华.断层滑移诱发煤岩冲击机理研究[D].徐州:中国矿业大学,2009.
- [3] 龚林名.煤矿开采冲击矿压灾害防治[M].徐州:中国矿业大学出版社,2006.
- [4] 龚林名,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] 钱鸣高,石平五.岩石压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2003.
- [6] 唐春安.岩石破裂过程中的灾变[M].北京:煤炭工业出版社,1993.
- [7] 潘立友,张立俊,刘先贵.冲击地压预测与防治实用技术[M].徐州:中国矿业大学出版社,2006.
- [8] 许进鹏,宋扬,程久龙,等.小断层的走向长度与断距关系的数学模型[J].煤炭学报,2005,30(1):22-25.  
Xu Jinpeng, Song Yang, Cheng Jiulong, et al. Mathematics model between strike length and fault throw of hitch [J]. Journal of China Coal Society, 2005, 30(1): 22-25.
- [9] 黄炳香,刘长友,许家林.采场小断层对导水裂隙高度的影响[J].煤炭学报,2009,34(10):1316-1321.  
Huang Bingxiang, Liu Changyou, Xu Jialin. Effect of little fault in working face on water conducted fissure height [J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(10): 1316-1321.
- [10] 王学滨,潘一山,海龙.基于剪切应变梯度塑性理论的断层岩爆失稳判据[J].岩石力学与工程学报,2004,23(4):588-591.  
Wang Xuebin, Pan Yishan, Hai Long. Instability criterion of fault rockburst based on gradient-dependent plasticity [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(4): 588-591.
- [11] 王来贵,潘一山,梁冰,等.矿井不连续面冲击矿压发生过程分析[J].中国矿业,1996,5(3):61-64.  
Wang Laigui, Pan Yishan, Liang Bing, et al. Analysis of rockburst process for noncontinuous area in mines [J]. China Mining Magazine, 1996, 5(3): 61-64.
- [12] 沈明荣.岩体力学[M].上海:同济大学出版社,1988.
- [13] 宋振骥.实用矿山压力控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,1988.
- [14] Li Zhihua, Dou Linming, Mu Zonglong, et al. Study on fault induced rock bursts [J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2008, 18(3): 321-326.
- [15] 龚林名,陆菜平,牟宗龙,等.冲击矿压的强度弱化减冲理论及其应用[J].煤炭学报,2005,30(5):690-694.  
Dou Linming, Lu Caiping, Mu Zonglong, et al. Intensity weakening theory for rockburst and its application [J]. Journal of China Coal Society, 2005, 30(5): 690-694.
- [16] 李志华,龚林名,牟宗龙.断层对顶板型冲击矿压的影响[J].采矿与安全工程学报,2008,25(2):154-158.  
Li Zhihua, Dou Linming, Mu Zonglong. Effect of fault on roof rock burst [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(2): 154-158.

## 24 基于分区监测的矿震时空强演化规律分析

蔡 武<sup>1,2</sup>, 龚林名<sup>1,2</sup>, 李许伟<sup>1,2</sup>, 宋云飞<sup>1,2</sup>, 刘 辉<sup>1,2</sup>, 何 江<sup>1,2</sup>

(1. 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221008; 2. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221008)

**摘 要:**为了快速准确地反映煤矿井下各采掘区域的矿震时空强演化特征,以便及时预测冲击矿压危险性并采取解危措施及指导实际生产,在考虑冲击震动破坏最大动力响应范围的前提下,根据矿震与采掘活动的对应关系,给出了矿震监测分区原则,提出了基于坐标旋转的矿震分区监测方法,采用编程工具 Delphi 直接调用数据库,实现了矿震数据在不同时间段、不同空间区域及不同能量级别上的快速查询筛选,并对筛选数据进行分析得出规律。以华亭煤矿 250103 工作面回采期间监测到的矿震数据为研究对象,利用矿震分区监测方法进行分析,结果表明:矿震分区监测方法能快速准确地反映煤矿井下各采掘区域的矿震时空强演化特征,达到预测预报和指导实际生产的目的。

**关键词:**矿震;冲击矿压;分区监测;时空强演化特征;预测预报

中图分类号:TD324<sup>+</sup>.2

文献标志码:B

文章编号:1003-496X(2011)12-0130-04

### 0 引 言

目前我国煤矿井下一般存在多个采掘工作面,为了快速准确地反映煤矿井下各采掘区域的矿震时空强演化特征,以便及时预测冲击矿压危险性并采取解危措施,有必要对采掘区域一定范围内的矿震事件进行分区监测研究。

在地震研究方面,分区划分原则主要使用的是地震带和地震统计区,潘华等<sup>[1]</sup>指出地震带是以地震活动性区域划分研究为目的,它不同于概率地震危险性方法中的地震统计区的概念;地震统计区划分是以地震带划分研究为基础,它产生并服务于考虑地震活动时空不均匀性的概率地震危险性分析方法。陈立德等<sup>[2]</sup>指出以行政区为统计研究区的划分方案有利于预报部门的实际操作和应用,但缺点是缺乏地质学基础,有可能忽略地震活动的固有规律,增加问题的复杂性。丁国瑜<sup>[3]</sup>提出亚板块划分方案,克服了上述缺陷,考虑了同一亚板块的构造活动应具有统一性和相关性的原则,为统计预测分析提供了地质学依据。

在矿山地震研究方面,李志华<sup>[4-5]</sup>根据岩土介

质冲击震动能量沿传播距离增大呈乘幂关系衰减规律,参考国内外引发冲击矿压的最小能量值,并从最危险的角度考虑,确定了冲击震动破坏的最大动力响应范围,提出了圆形分区方法。江衡<sup>[6]</sup>在上述研究的基础上,基于 Visual basic 6.0 开发环境,利用 AutoCAD ActiveX 技术,对 AutoCAD2007 进行二次开发,实现了分区筛选和统计数据功能,提出了对于采煤工作面的任意多边形分区方法和对于掘进工作面的圆形分区方法。

通过大量现场实测可知,矿震与采掘活动有着很好的对应关系,即采掘活动区域往往是矿震集中的区域。然而仅仅考虑冲击震动破坏的最大动力响应范围来进行分区,会遗失一些重要的统计信息,针对上述问题,提出了如下分区原则:在满足各采掘区域冲击震动破坏的最大动力响应范围前提下,分区大小还要保证有足够样本数以满足统计参数特征,即相当于地震学上的亚板块划分方案。基于这种划分原则,在分区时,总体上以文献[5-6]提出的分区原则为基础,局部边界略有调整,即分区尽量包含因采掘活动引起的矿震事件。

### 1 基于坐标旋转的矿震分区监测方法

基于 SOS 微震监测系统提供的矿震发生时间、地点与能量(时、空、强)等基本参数,采用编程工具 Delphi 直接调用数据库,实现了矿震数据在不同时

基金项目:国家重点基础研究发展规划(973)资助项目(2010CB226805);煤炭资源与安全开采国家重点实验室自主研究课题资助项目(SKLCRSM10X05);国家自然科学基金资助项目(50490273,50474068)。

间段、不同空间区域及不同能量级别上的快速查询筛选。

考虑到现场工作面形状近似矩形,并且一般情况下工作面布置位置与绝对坐标轴存在一定夹角,所以采用任意多边形分区更合理。如图1为现场工

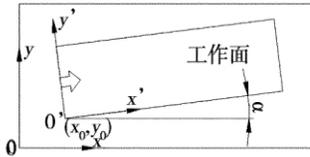


图1 工作面布置示意图

作面布置示意图,从图中可知,工作面布置位置与绝对坐标轴的夹角为 $\alpha$ ,由于微震监测系统监测到的位置坐标是大地绝对坐标,当将矿震事件向各绝对坐标轴上投影时,都会造成矿震事件的不利叠加,不利于分析沿工作面方向和推进方向剖面上的震源分布规律,同时为了更直观地反映矿震事件与固定工作面的相对位置,因此,在将震源沿工作面方向和推进方向剖面投影之前,必须将所有矿震数据的 $x$ 、 $y$ 值进行线性变换,即采用相对坐标系,如图中 $x'o'y'$ 坐标系,具体算法见式(1)。

$$\begin{bmatrix} x'_1 & y'_1 \\ x'_2 & y'_2 \\ \vdots & \vdots \\ x'_i & y'_i \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} x_1 - x_0 & y_1 - y_0 \\ x_2 - x_0 & y_2 - y_0 \\ \vdots & \vdots \\ x_i - x_0 & y_i - y_0 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \cos\alpha & -\sin\alpha \\ \sin\alpha & \cos\alpha \end{bmatrix} \quad (1)$$

式中  $x'_i$ 、 $y'_i$ ——转化后的相对坐标值;  
 $x_i$ 、 $y_i$ ——原始绝对坐标值;  
 $x_0$ 、 $y_0$ ——开切眼端点绝对坐标值;  
 $\alpha$ ——工作面推进方向与绝对 $x$ 坐标轴的夹角,以绝对 $x$ 坐标轴向工作面推进方向逆时针旋转为正。

## 2 工程概况

250103工作面是华亭煤矿2501采区一分层第3个回采工作面,开采煤层为煤<sub>5</sub>,地面标高+1457~+1620m;工作面标高:运输顺槽标高+828.932~+987.079m,回风顺槽标高为+870.407~+998.050m;工作面南部以采区大巷保护煤柱为界,北部以华砚矿二水平北翼大巷保护煤柱为界,西部与250101运输顺槽保护煤柱为界,东部与未采动区隔离煤柱为界。采区工作面平面图如图2。

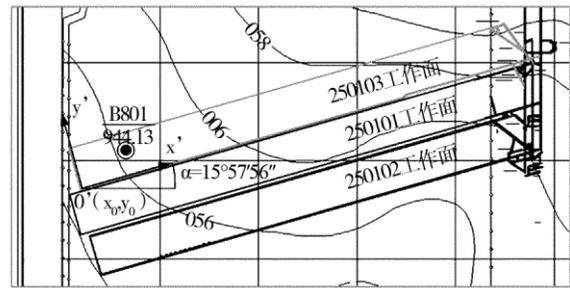


图2 250103工作面布置图

## 3 矿震数据分区实现

如图2,工作面布置位置与绝对坐标轴的夹角 $\alpha$ 为 $15^\circ 57' 56''$ 。以华亭煤矿250103工作面2010-2-27~2010-10-14回采期间微震系统记录到的矿震数据为研究对象,根据矿震分区监测方法,采用编程工具Delphi直接调用数据库进行数据筛选。

## 4 矿震时空强演化规律分析

### 4.1 矿震活动的时间序列特征

研究表明<sup>[7]</sup>,矿震大事件一般对应较大规模的破裂,所以可以通过矿震大事件数或大事件频率的周期性变化来推断老顶断裂的周期性。

对华亭煤矿250103工作面2010-2-27~2010-9-11期间矿震事件进行分区分级筛选,得到能量 $>10^5$ J的大事件,并统计每日震动频次,同时根据现场提供的支架工作阻力曲线,得到如图3的对比图。

从图3中可以看出,矿震大事件日震动频次出现周期性变化,并与工作面来压曲线形成很好的对应,很好地反映了工作面顶板的来压情况,将矿震事件数随工作面推进距离的变化趋势图中波峰或波谷的距离作为老顶来压步距,由此得到工作面周期来压步距是20~25m,因此可以用微震监测结果来研究采场顶板的运动规律。

### 4.2 矿震活动的空间演化特征

为了形象直观地反映矿震活动的空间演化特征,从而揭示采掘区域岩层三维空间岩体的破裂与应力场状况,采用所在课题组开发的矿震数据分析处理软件(Mining Seismicity Data Analysis),对华亭煤矿250103工作面2010-2-27~2010-9-11期间矿震事件进行坐标旋转和分区筛选,得到矿震事件空间演化图(图略)。

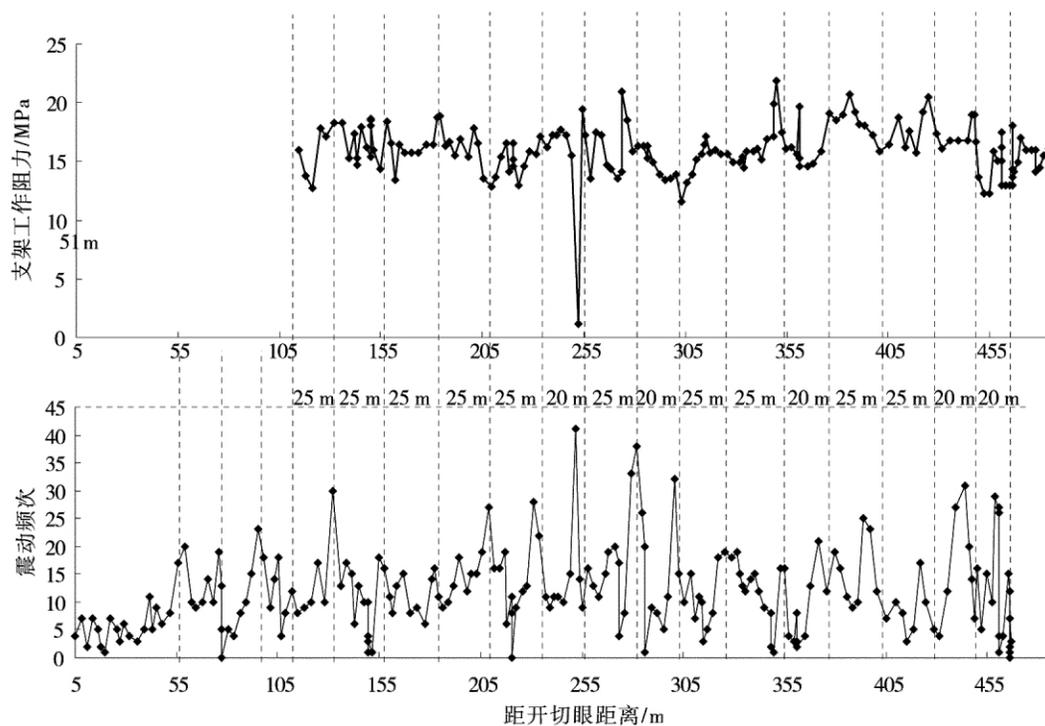


图3 工作面矿震大事件日震动频次与支架工作阻力曲线对比图

(1) 在平面空间上,矿震主要发生在工作面、采空区,同时影响至工作面前方 280 m,工作面倾斜方向上方 90 m 及下方 150 m,充分体现了工作面超前支承压力和残余支承压力的不同影响程度,同时也表明了应力集中区内煤岩体发生破裂并释放能量,与矿震震源的分布位置形成了很好的对应。于是,可利用微震监测系统判断支承压力集中区域和破裂范围,为现场超前支护段距离的确定和区段保护煤柱的留设提供了依据。

(2) 从平面投影图上还能得知,250103 工作面回采过程中引起的震动多集中在 250103 工作面回风顺槽侧,并偏向 250101 工作面,这是由于回风顺槽侧为已经回采完毕的 250101 工作面,临空区压力比较大,再加上区段小煤柱导致应力集中,从而覆岩活动比较活跃,导致震动频次非常高。

(3) 在深度空间上,矿震主要集中在顶板中,然而工作面推进平面位置的矿震却比较少,根据钻孔 B801 资料得知,工作面老顶为厚 29.93 m 的细砂岩,赋存水平为 994.62 m,震源主要集中在这层坚硬岩层中,表明工作面回采过程中,主要是这层岩层在积聚和释放弹性能,反映出了坚硬顶板的高储能和破坏时的高释能特点,即顶板岩石越坚硬,其变形越困难,达到极限强度时积聚的弹性能也越多,破断

时释放的弹性能也越多,产生的冲击载荷也越大,甚至引发大的矿震,造成冲击矿压。

(4) 从深度剖面图上还能得知,覆岩破裂的高度为 250 m 左右,为现场开采上限的确定和防水煤柱的合理留设提供了依据。

因此,通过震源的空间分布和演化特征,可以研究震动发生的层位,从而分析覆岩的破断形态、破断高度和破断步距,为研究采矿活动引起的覆岩活动规律打下基础,对保障安全生产,提高资源回收率具有重要的意义。

#### 4.3 矿震活动强度变化特征

$E-t$  曲线称能量释放曲线。 $E$  为微震释放的弹性波能,  $t$  为时间,其中  $E = \sum_{i=1}^N E_i$ ,  $E_i$  为第  $i$  个矿震的能量。

$\sqrt{E}-t$  称应变能释放曲线或蠕变曲线,连续计算和绘制蠕变时序曲线,从蠕变曲线的斜率可以判断能量积累和释放的趋势。文献 [8] 指出,矿震应变能蠕变曲线所表现的积累-加速-平静-发震变化,很可能是反映了区域应力场的真实变化,反映了中强地震孕育过程中对矿区局部应力场受力的影响。

图4 为华亭煤矿 250103 工作面 2010-3-30 ~

2010-4-30 的能量释放曲线和累积能量释放变化模型曲线,从图中可以看出,能量释放曲线呈细锯齿形,强能量和强冲击都发生在锯齿附近,即曲线斜率突变点处,然而这种突变点表现得不是太突出,并且信息量单调,不太容易分辨出冲击矿压前兆信息。

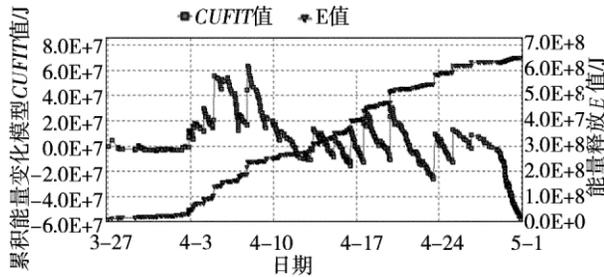


图4 能量释放曲线和累积能量释放变化模型曲线

为了反映这种斜率的变化,提出一种累积能量释放变化模型,其原理如下:

首先定义累积能量释放值:

$$CUSUM_i = E = \sum_{j=1}^i E_j \quad (2)$$

式中,  $E_j$  为第  $j$  个矿震的能量。然后用最小二乘法作回归得到一条对  $CUSUM$  曲线拟合的直线,再求其累积拟合差值(简记  $CUFIT$ )。在作最小二乘回归的时候不是简单地把所有  $CUSUM$  值一次性地作回归来得到线性趋势项,而是用逐项求值的方法,即每增加一个矿震事件都进行一次新的回归值计算,用下式计算  $CUFIT$ :

$$CUFIT_i = CUSUM_i - (a_{i-1} + b_{i-1}i) \quad (3)$$

式中  $(a_{i-1} + b_{i-1}i)$  表示对  $CUSUM_{i-1}$  之前所有数据作拟合的趋势项。 $CUFIT$  值等于 0,表示某区域矿震能级的平均背景。在强能量释放前, $CUFIT$  值明显急剧上升,也就是说,该区的微震活动水平偏离前一段时间正常微震活动水平,为一个异常。

从华亭煤矿 250103 工作面 2010-3-30~2010-4-30 的累积能量释放变化模型曲线如图 4 可以看出,强能量和强冲击发生前, $CUFIT$  值均存在急剧上升的现象,于是,可将  $CUFIT$  值的急剧上升作为冲击矿压发生的前兆信息。同时,这种模型将能量释放曲线斜率突变信息放大,并增加了大量能量释放曲线本身不具有的信息,如周期性变化。

## 5 结论

(1) 在考虑冲击震动破坏最大动力响应范围的前提下,根据矿震与采掘活动的对应关系,给出了矿

震监测分区原则,提出了基于坐标旋转的矿震分区监测方法,并采用 Delphi 编程工具直接调用数据库,开发了矿震数据分析处理软件,实现了矿震数据在不同时间段、不同空间区域及不同能量级别上的快速查询筛选。

(2) 利用矿震分区监测方法对华亭煤矿 250103 工作面 2010-3-30~2010-10-14 期间的矿震数据进行了有目的分析和解释。

(3) 矿震分区监测方法能快速准确地反映煤矿井下各采掘区域的矿震时空强演化特征,以便及时预测冲击矿压危险性并采取解危措施,同时对实际生产的指导具有重要的作用。

## 参考文献:

- (1) 潘华金,严胡聿贤.地震带与地震统计区关系探究(J).地震学报,2003,25(3):308-313.
- (2) 陈立德,付虹,郇成栋.青藏亚板块强震时空演化特征研究(J).地震研究,2007,30(2):105-112.
- (3) 丁国瑜.中国岩石圈动力学概论(M).北京:地震出版社,1991.
- (4) 李志华.采动影响下断层滑移诱发煤岩冲击机理研究(D).徐州:中国矿业大学,2009.
- (5) 李志华,窦林名,管向清,等.矿震前兆分区监测方法及应用(J).煤炭学报,2009,34(5):614-618.
- (6) 江衡.采场上覆岩层破断运动诱发矿震的规律研究(D).徐州:中国矿业大学,2010.
- (7) 韩国栋.煤矿采场覆岩运动规律的微地震监测研究(D).青岛:山东科技大学,2007.
- (8) 任振起,何武学,张连城,等.矿山地震序列特征及其与天然地震活动的相关性分析(J).地震,1997,17(3):265-270.

作者简介:蔡武(1988-),男,湖南桃江人,中国矿业大学硕士研究生,主要从事矿山压力、冲击矿压、采矿地球物理等方面的研究。

(收稿日期:2011-04-06;责任编辑:梁绍权)



文章编号: 0253-9993(2011)09-0346-07

## 25 基于损伤统计本构模型的煤层冲击倾向性研究

蔡 武<sup>1</sup> 窦林名<sup>1</sup> 韩荣军<sup>1</sup> 张国华<sup>2</sup> 李许伟<sup>1</sup>

(1. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 2. 义马煤业集团股份有限公司 跃进煤矿, 河南 义马 472301)

**摘 要:** 针对目前国内煤层冲击倾向性指标存在的问题, 基于煤岩应变强度理论、煤岩微元强度服从 Weibull 随机统计分布的假设和连续介质损伤力学理论, 采用单轴压缩下煤岩损伤统计本构模型, 用最优化方法确定该模型的关键参数, 同时分析了各参数的物理意义, 进而给出了冲击能指数和弹性能指数的理论计算方法, 并提出了最大损伤速率和反应动态破坏时间的动态损伤应变新指标。数值试验和现场试验结果表明: 采用最优化方法确定该模型参数能更好地拟合煤岩应力-应变全过程曲线; 修正后与新提出的冲击倾向性指标理论计算方法合理可行, 物理意义明确, 能很好地反映煤层的冲击倾向性, 为深入研究煤层冲击倾向性的本质提供了一种新的思路。

**关键词:** 冲击倾向性; 单轴压缩; 煤岩; 损伤; 动态损伤应变; 最大损伤速率

**中图分类号:** TD324.1 **文献标志码:** A

### Bursting liability of coal based on damage statistical constitutive model

CAI Wu<sup>1</sup>, DOU Lin-ming<sup>1</sup>, HAN Rong-jun<sup>1</sup>, ZHANG Guo-hua<sup>2</sup>, LI Xu-wei<sup>1</sup>

(1. School of Mines, State Key Laboratory of Coal Resources and Mine Safety, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 2. Yuejin Coal Mine, Mining Group Yima, Yima 472301, China)

**Abstract:** Aiming at the problem of domestic bursting liability of coal at present, a statistical constitutive model for coal rock damage under uniaxial compression was adopted based on the strain strength theory, the strength of coal rock micro-unit with Weibull random statistical distribution hypothesis and the continuum damage mechanics theory. The key parameters of the model were determined according to the optimization method, and the physical meanings of parameters were analyzed. Furthermore, the theoretical calculation methods of bursting energy index and elastic strain energy index were presented, and the new indexes of maximal damage rate and strain of dynamic fracture which could reflect the duration of dynamic fracture were proposed. According to the numerical and field experiment, some results show that the statistical constitutive model whose parameters determined by the optimization method can fit the complete stress-strain curve of coal rock better; the theoretical calculation methods of new and modified indexes for bursting liability indexes are reasonable and feasible, and the physical meanings are clear, thus, they can excellently reflect the bursting liability of coal. It provides a new approach to further study the essence of bursting liability of coal.

**Key words:** bursting liability; uniaxial compression; coal rock; damage; strain of dynamic fracture; maximal damage rate

冲击倾向性是指煤岩体具有积聚变形能并能产生冲击式破坏的性质。冲击倾向性是产生冲击矿压的煤岩体的固有属性, 决定了煤岩体产生冲击矿压的

能力, 是发生冲击矿压的内因, 也是必要条件<sup>[1]</sup>。冲击倾向性研究是冲击矿压机理研究的重要组成部分, 是冲击矿压预测预报及防范治理的基础<sup>[2]</sup>。目前,

收稿日期: 2011-04-21 责任编辑: 王婉洁

基金项目: 国家重点基础研究发展规划(973)资助项目(2010CB226805); 煤炭资源与安全开采国家重点实验室自主研究课题资助项目(SKLCRSM10X05); 江苏高校优势学科建设工程资助项目(PAPD)

作者简介: 蔡武(1988—), 男, 湖南桃江人, 硕士研究生。E-mail: aaacaiwu@126.com

国内外煤岩体冲击倾向性指标的提出主要从煤岩体积蓄的能量、破坏时间、变形和刚度 4 个方面入手,如弹性能指标、冲击能指标、动态破坏时间、弹性变形指标、剩余能量释放速度指数、刚度比指标、微晶参数指标、蠕变柔度系数、物理相态指标等<sup>[3-7]</sup>。

## 1 国内煤层冲击倾向性指标存在的问题

目前国内常用煤层冲击倾向性的分类指标是我国煤炭行业标准 MT/T174-2000 中规定采用试验测得的冲击能量指数  $K_E$ 、弹性能指数  $W_{ET}$  和动态破坏时间  $D_T$ 。动态破坏时间  $D_T$  是指煤样在单轴压缩试验条件下,从极限载荷到完全破坏所经历的时间;弹性能指数  $W_{ET}$  是指煤样在单轴压缩条件下,破坏前所积蓄的弹性变形能  $\varphi_{sp}$  与产生塑性变形所消耗的能量  $\varphi_{st}$  的比值,如图 1 所示;冲击能指数  $K_E$  是指煤样在单轴压缩条件下的全应力-应变曲线峰值前所积蓄的变形能  $F_s$  与峰值后所消耗的变形能  $F_x$  的比值,如图 2 所示。

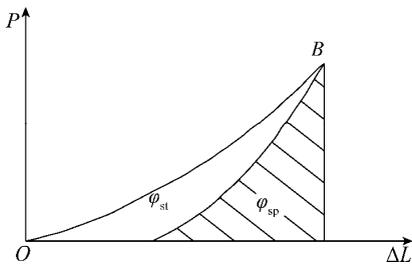


图 1 弹性能指数曲线

Fig. 1 Elastic strain energy index curve

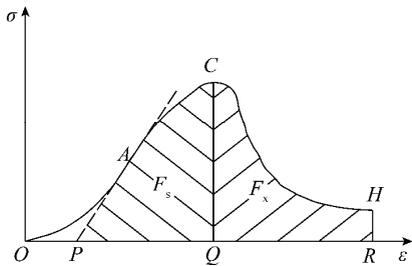


图 2 冲击能量指数曲线

Fig. 2 Bursting energy index curve

通过大量试验分析得知,上述冲击倾向性指标在试验测定和计算时存在如下几个问题:

(1) 测定弹性能指数时,关键在于卸载点  $B$  的确定。标准 MT/T174-2000 中给出的解决办法是,任取 3 个试样,按 MT44 进行试验,测出煤的平均破坏载荷值,以此为参考值,估计用于测定弹性能指数试样的卸载值,然而由于煤岩样的差异性,事先确定某一煤岩样的破坏载荷比较困难,并且采用这种方法在一定程度上增加了试验的工作量。

(2) 图 1 中面积  $\varphi_{st}$  不是真正意义上的塑性变形所消耗的能量,如图 2 所示,  $OA$  段稍向上凹,此阶段消耗的能量是压缩、压密煤岩体中裂缝和孔隙时消耗的变形能,不属于塑性变形能。

(3) 测定冲击能指数时,关键在于  $P$ 、 $R$  两点的确定。标准 MT/T174-2000 规定,  $H$  点为残余强度的初始点,其确定方法是,  $OC$  曲线的切线交应变轴于  $P$ ,截取  $QR = QP$ ,过  $R$  点作应变轴的垂线与峰后曲线的交点即是  $H$  点,然而在实际操作中  $P$  点的确定存在一定的主观性,同时用此方法确定的残余强度初始点  $H$  也不存在明显的物理意义。

(4) 测定动态破坏时间时,关键在于开始动态破坏时刻和完全破坏时刻的确定,标准 MT/T174-2000 中针对不同性质的煤样,给出了不同的确定方法,然而实际计算时很难确定。

针对上述存在的问题,本文基于煤岩应变强度理论、煤岩微元强度服从 Weibull 随机统计分布的假设和连续介质损伤力学理论,采用能够反映煤岩材料弹性、脆性、塑性和残余强度的单轴压缩下煤岩损伤统计本构模型,用最优化方法确定该模型的关键参数,同时分析了各参数的物理意义,进而给出了冲击能指数和弹性能指数的理论计算方法,并提出了最大损伤速率和反应动态破坏时间的动态损伤应变新指标。

## 2 单轴压缩下煤岩损伤统计本构模型的建立

煤岩材料具有明显的非均质性,内部存在多种缺陷,各种缺陷的力学性质有很大的差异,且它们是随机分布的。假设煤岩微元强度服从 Weibull 分布<sup>[8-11]</sup>,定义统计损伤参量  $D$  为某一荷载下已破坏微元体数目与总微元体数目之比,于是可得煤岩损伤演化方程:

$$D = 1 - \exp\left[-\left(\frac{\varepsilon}{F}\right)^m\right] \quad (1)$$

其中  $\varepsilon$  为应变;  $m$ 、 $F$  分别为 Weibull 分布的形状参数和尺度参数。  $D=0$  相当于无损坏的完整材料,这是一种参考状态;  $D=1$  相当于材料完全破坏。

根据连续介质损伤力学理论,煤岩样已损伤部分无承载能力,而其余部分的应力  $\sigma$ 、应变  $\varepsilon$  仍然符合胡克定律<sup>[11-12]</sup>,这时有

$$\sigma = E\varepsilon(1 - D) \quad (2)$$

式中  $\sigma$  为名义应力,试验中测定;  $E$  为无损煤岩材料的弹性模量。

煤岩在受压过程中,由于微元破坏后依靠传递压应力和剪应力的有效面积一样,且各个方向的损伤变量为  $D$ ,引入损伤比例系数,则在受压过程中,式(2)

可变为<sup>[13]</sup>

$$\sigma = E\varepsilon(1 - c_n D) \quad (3)$$

式中  $c_n$  为损伤比例系数,是从 0 到 1 变化的系数。

将式(1)代入式(3),即可得到单轴压缩下煤岩材料的损伤统计本构模型:

$$\sigma = E\varepsilon(1 - c_n) + E\varepsilon c_n \exp\left[-\left(\frac{\varepsilon}{F}\right)^m\right] \quad (4)$$

### 3 参数 $E$ 、 $F$ 、 $m$ 、 $c_n$ 的确定及物理意义

#### 3.1 参数 $E$ 、 $F$ 、 $m$ 、 $c_n$ 的确定

根据文献[8-9]中的介绍方法,弹性模量  $E$  由实验室测定, $F$ 、 $m$  通过单轴压缩下峰值前(包括峰荷)应力-应变曲线上的几何条件确定:

$$\begin{cases} \textcircled{1} \varepsilon = 0 & \sigma = 0 \\ \textcircled{2} \varepsilon = 0 & d\sigma/d\varepsilon = E \\ \textcircled{3} \varepsilon = \varepsilon_{\max} & \sigma = \sigma_{\max} \\ \textcircled{4} \varepsilon = \varepsilon_{\max} & d\sigma/d\varepsilon = 0 \end{cases}$$

式中, $\varepsilon_{\max}$  为峰荷应变值; $\sigma_{\max}$  为峰荷应力值。

式(4)自动满足条件①、②,根据③、④条件,可解得:

$$m = -\sigma_{\max} / \left\{ \left[ \sigma_{\max} + (c_n - 1) E \varepsilon_{\max} \right] \times \ln \left[ \frac{1}{c_n} \left( \frac{\sigma_{\max}}{E \varepsilon_{\max}} + c_n - 1 \right) \right] \right\} \quad (5)$$

$$F = \varepsilon_{\max} \left[ \frac{1}{m} \frac{\sigma_{\max}}{\sigma_{\max} + (c_n - 1) E \varepsilon_{\max}} \right]^{-\frac{1}{m}} \quad (6)$$

从式(5)、(6)可知,只要先选择好  $c_n$  值,就可求得  $m$  和  $F$ 。将求得的  $m$  和  $F$  值代入式(4)就可得到单轴压缩下煤岩的损伤统计本构模型。

笔者通过实验拟合发现,上述解法得出的本构模型对峰值强度点的拟合很好,峰前峰后阶段拟合结果不理想。同时需要说明的是:由于煤岩实际应力-应变全过程曲线开始存在上凹阶段,此阶段是煤岩体中裂缝和孔隙压缩、压密阶段,所以,实际上  $\varepsilon = 0$  处的弹性模型不等于标准 MT45-87 中方法测定的弹性模量,所以条件②的设置不合理。另外,还需说明的是:标准 MT45-87 中方法测定的弹性模量是损伤体煤岩材料的弹性模量,不等于损伤统计本构模型中无损煤岩材料的弹性模量  $E$ 。针对上述问题,笔者提出了如下解决方法:将参数  $E$ 、 $F$ 、 $m$ 、 $c_n$  均看成变量,采用最优化方法,建立目标函数如式(7)所示。

$$\min \sum_{i=1}^n \left\{ \sigma_i - \left[ E \varepsilon_i (1 - c_n) + E \varepsilon_i c_n \exp \left[ - \left( \frac{\varepsilon_i}{F} \right)^m \right] \right] \right\}^2 \quad (7)$$

式中  $n$  为实验数据样本数; $\sigma_i$ 、 $\varepsilon_i$  分别为第  $i$  个实验数据的应力、应变值。

#### 3.2 参数 $E$ 、 $F$ 、 $m$ 、 $c_n$ 的物理意义

$E$  代表无损材料的初始模量,它反映了材料的弹性性质。根据文献[9]的研究,参数  $F$  反映了煤岩宏观统计平均强度的大小,参数  $m$  反映了煤岩材料内部微元强度的分布集中程度,即脆性程度,参数  $c_n$  反映了煤岩的残余强度。另外需要补充的是:在微元假设中,虽然未引入微元塑性的概念,即认为微元具有破坏和不破坏的 0、1 二值逻辑状态,但结果却能体现出宏观的塑性表现,因此,可以看出,所谓塑性,实质上是微观损伤积累的宏观表现<sup>[11]</sup>。

通过以上分析可知,单轴压缩下煤岩的损伤统计本构模型能反映煤岩材料弹性、脆性、塑性和残余强度,所以该模型能很好地拟合煤岩应力-应变全过程曲线。

### 4 煤岩损伤统计本构模型的试验验证

从李堂、徐庄、龙固、张双楼 4 个矿区选取煤样,通过钻岩芯的方法把煤样加工成  $\phi = 50$  mm 的标准试样。采用高精度能控制加载速度及调节油压的 MTS815 伺服材料试验机,对其标准煤样进行单轴压缩试验。图 3 为模型计算结果、文献[8-9]模型计算结果与试验结果的对比。

从图 3 中可以看出,本文计算模型较文献[8-9]计算模型更合理,能更好地拟合包括残余强度在内的煤岩应力-应变全过程曲线。

### 5 冲击倾向性指标的损伤理论计算方法

#### 5.1 弹性能指数 $W_{ET}^*$

煤岩体在受载过程中会产生弹性变形和塑性变形,假设该物理过程与外界没有热交换,且忽略变形过程中产生的辐射能,根据热力学第一定律,外力做功所产生的能量被煤岩体弹性变形和塑性变形所消耗<sup>[14]</sup>,则有:

$$U_w = U_e + U_p \quad (8)$$

$$U_w = \int_0^{\varepsilon_{\max}} \sigma d\varepsilon \quad (9)$$

$$U_e = \frac{1}{2} \sigma \varepsilon_e = \frac{1}{2} E \varepsilon_e^2 \quad (10)$$

式中  $U_w$  为单轴压缩条件下达到峰值破坏时外界输入的能量; $U_e$  为弹性应变能; $U_p$  为塑性应变能; $\varepsilon_e$  为弹性应变; $\sigma$  为式(4)单轴压缩下煤岩材料的损伤统计本构模型方程。

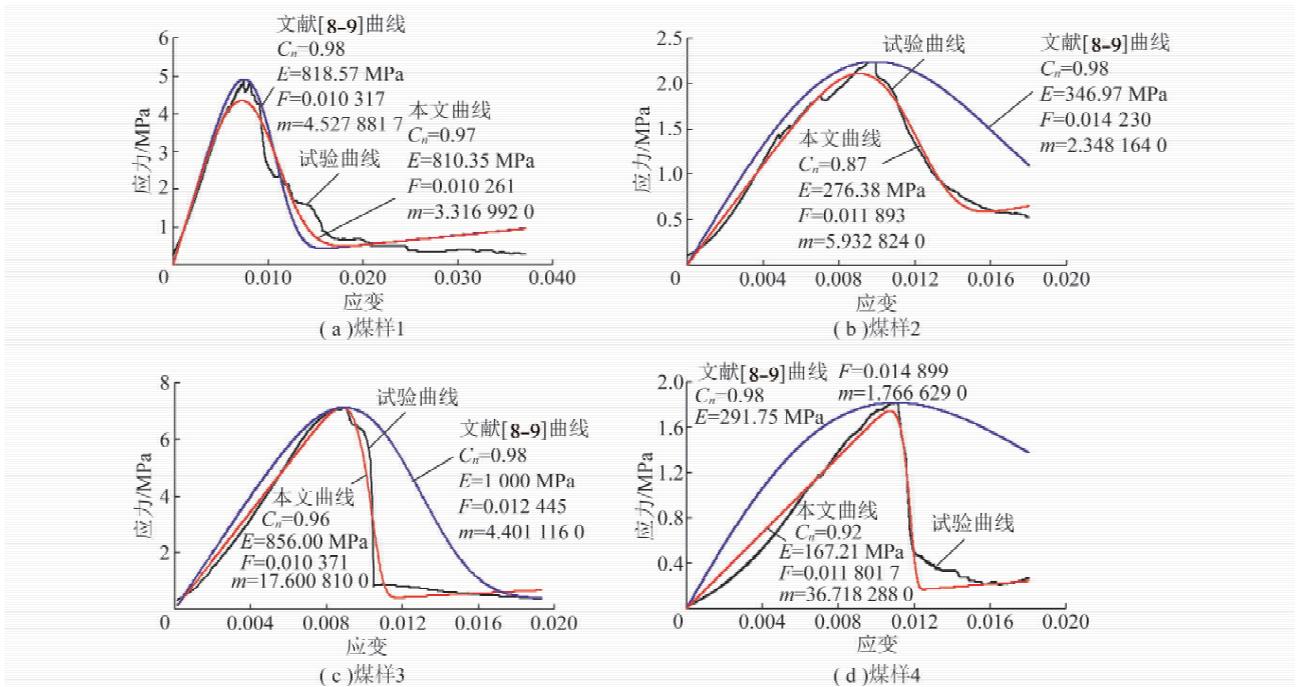


图3 试验曲线与理论曲线的比较

Fig. 3 Comparison between experimental curves and theoretical curves

定义峰荷应变下的损伤值为临界损伤值,即峰荷时的塑性应变与峰荷应变之比,其物理意义一方面是峰荷时材料所具有的塑性应变能力,另一方面是材料在普通试验机上本身所具有的最大损伤值<sup>[8]</sup>,于是

$$\frac{\varepsilon_p}{\varepsilon_{\max}} = \frac{\varepsilon_{\max} - \varepsilon_e}{\varepsilon_{\max}} = D(\varepsilon_{\max})$$

$$W_{ET}^* = \frac{U_e}{U_w - U_e} = \frac{\frac{1}{2}E\varepsilon_{\max}^2 [1 - D(\varepsilon_{\max})]^2}{\int_0^{\varepsilon_{\max}} \left\{ E\varepsilon(1 - c_n) + E\varepsilon c_n \exp\left[-\left(\frac{\varepsilon}{F}\right)^m\right] \right\} d\varepsilon - \frac{1}{2}E\varepsilon_{\max}^2 [1 - D(\varepsilon_{\max})]^2} \quad (12)$$

## 5.2 冲击能指数 $K_E^*$

由上文分析可知,参数  $c_n$  反映了煤岩的残余强度,令式(3)中的  $D=1$  即可得到煤岩的残余强度,此

$$K_E^* = \frac{\int_0^{\varepsilon_{\max}} \sigma d\varepsilon}{\int_{\varepsilon_{\max}}^{\varepsilon_n} \sigma d\varepsilon} = \frac{\int_0^{\varepsilon_{\max}} \left\{ E\varepsilon(1 - c_n) + E\varepsilon c_n \exp\left[-\left(\frac{\varepsilon}{F}\right)^m\right] \right\} d\varepsilon}{\int_{\varepsilon_{\max}}^{\varepsilon_n} \left\{ E\varepsilon(1 - c_n) + E\varepsilon c_n \exp\left[-\left(\frac{\varepsilon}{F}\right)^m\right] \right\} d\varepsilon} \quad (13)$$

式中,  $\varepsilon_{c_n}$  为残余强度初始应变值。

## 6 冲击倾向性新指标

### 6.1 动态损伤应变 $D_\varepsilon$

首先分析损伤速率,由式(1)可推导出:

$$\frac{dD}{d\varepsilon} = \frac{m \left(\frac{\varepsilon}{F}\right)^{m-1} \exp\left[-\left(\frac{\varepsilon}{F}\right)^m\right]}{\varepsilon} = \frac{dD/dt}{d\varepsilon/dt} = \frac{dD/dt}{\dot{\varepsilon}} \quad (14)$$

即

$$\varepsilon_e = \varepsilon_{\max} [1 - D(\varepsilon_{\max})] \quad (11)$$

式中  $D(\varepsilon_{\max})$  为临界损伤值;  $\varepsilon_p$  为峰荷时的塑性应变。

将式(11)代入式(10),式(4)代入式(9),可得出弹性能指数为

时  $c_n$  值即相当于式(2)中的  $D$  值。于是,令式(1)中的  $D$  值等于  $c_n$  时,可得到残余强度初始应变值,即图2中的  $R$  点。于是可得冲击能指数:

其中,  $\frac{dD}{d\varepsilon}$  为损伤速率;  $\dot{\varepsilon}$  为应变率,试验时,一般加载为常速率加载,应变率由试验仪器控制,所以  $\dot{\varepsilon}$  为常数。

很明显,损伤速率反映了单位应变煤岩损伤的程度。由式(14)可知,  $\dot{\varepsilon}$  为常数,所以损伤速率同时反映了单位时间煤岩损伤的程度。由于煤岩体的损伤过程实质上是煤岩体中积聚弹性能的释放过程,所以损伤速率间接反映了单位时间煤岩体中积聚弹性能

的释放。

以煤样 3 为例,得到损伤参数、损伤速率图,如图 4 所示。

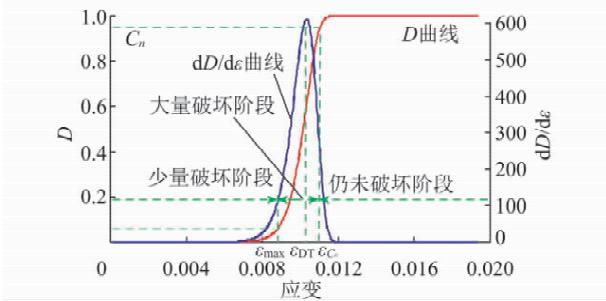


图 4 损伤参数、损伤速率曲线

Fig. 4 Curves of damage parameter and damage rate

从图 4 可以得出如下结论。

(1) 单轴压缩下煤岩破坏损伤过程分为 3 个阶段: 峰荷前的少量破坏阶段、残余强度阶段的仍未破坏阶段和处于中间的大量破坏阶段;

(2) 峰荷前煤岩损伤破坏程度很小,  $D$  值为 0.05 左右, 且微元破坏主要集中在塑性变形阶段, 验证了临界损伤值的物理意义;

(3) 峰荷时刻煤岩的损伤破坏程度并不是最大, 恰恰相反, 此时刻的损伤破坏程度很小, 仅仅只是煤岩损伤破坏从微观过渡到宏观的开始, 所以, 煤岩破坏的宏观表现是微观损伤积累的结果;

(4) 大量的实验观察表明, 煤岩的破坏是由其内部各种缺陷相互作用、扩展、最终贯通成宏观断裂的过程<sup>[15]</sup>, 曲线中的大量破坏阶段正是煤岩内部各种缺陷最终贯通成宏观断裂的体现, 此阶段损伤速率存在先急剧上升后急剧下降 2 个阶段;

(5) 仍未破坏阶段是煤岩宏观存在残余强度的微观体现。

煤岩损伤速率达到最大时, 表明此时刻煤岩损伤剧烈程度达到最大, 笔者把此时刻的应变作为煤岩动态损伤破坏的起始点, 把残余强度初始应变作为煤岩动态损伤破坏的结束点, 于是可求得动态损伤应变, 如图 4 所示, 得出

$$D_{\varepsilon} = \varepsilon_{c_n} - \varepsilon_{DT} \quad (15)$$

其中  $D_{\varepsilon}$  为动态损伤应变;  $\varepsilon_{DT}$  为动态损伤破坏的起始点。由式(14)可以明显得出动态损伤应变间接反映动态破坏时间的结论。

## 6.2 最大损伤速率

从以上分析可知, 煤岩最大损伤速率是指煤岩动态损伤破坏时的损伤速率, 其物理意义是煤岩损伤破坏最大剧烈程度的度量, 反映了煤岩动态破坏时积聚弹性能的释放速度。煤岩最大损伤速率能体现煤岩

体震动冲击破坏的瞬时破坏程度, 即最大损伤速率值越大, 煤岩冲击倾向性越强, 以此作为评价煤岩的冲击倾向性是合理的。最大损伤速率表达式为

$$\left(\frac{dD}{d\varepsilon}\right)_{\max} = \frac{m \left(\frac{\varepsilon_{DT}}{F}\right)^m \exp\left[-\left(\frac{\varepsilon_{DT}}{F}\right)^m\right]}{\varepsilon_{DT}} \quad (16)$$

## 7 试验结果分析

采用本文介绍的损伤统计本构模型对上述煤样试验应力-应变全过程曲线进行了拟合, 确定了模型中各参数, 同时计算了各冲击倾向性指标, 数据结果见表 1。

表 1 冲击倾向性试验结果及模型计算结果

Table 1 Test results for bursting liability experiment and model calculation

煤样	煤样 1	煤样 2	煤样 3	煤样 4
弹性模量 $E/\text{MPa}$	810.35	276.38	856.02	167.21
损伤比例系数 $c_n$	0.97	0.87	0.96	0.92
$m$	3.32	5.93	17.21	36.72
$F$	0.010 3	0.011 9	0.010 4	0.011 8
冲击能指数 $K_E$	1.00	1.51	3.02	5.45
冲击倾向性	无	弱	弱	强
弹性能指数 $W_{ET}^*$	1.5	2.3	8.2	16.8
冲击能指数 $K_E^*$	0.94	1.52	3.07	5.42
动态损伤应变 $D_{\varepsilon}/10^{-3}$	5.71	1.88	0.76	0.31
最大损伤速率 $\left(\frac{dD}{d\varepsilon}\right)_{\max}$	125	186	612	1 145

通过分析, 得出如下结论。

(1) 本文介绍的冲击倾向性指标的损伤理论计算方法, 均基于单轴压缩试验计算得出, 因此, 在一定程度上减少了鉴定煤层冲击倾向性所需的试验工作量;

(2)  $K_E$  值和  $K_E^*$  值很相近, 同时冲击倾向性越强,  $W_{ET}^*$  值越大, 并且其数值大小与标准 MT/T174-2000 中鉴定的临界值基本相符, 说明基于煤岩损伤统计本构模型计算的冲击能指数和弹性能指数是合理可行的, 给出的残余强度初始点理论计算方法, 物理意义明确, 值得借鉴;

(3) 参数  $m$  值越大, 即煤岩的脆性程度越大, 煤岩冲击倾向性越强;

(4) 随着冲击倾向性的增强, 动态损伤应变值越小, 最大损伤速率值越大, 这与其给出的物理意义是相符的, 与实际情况也吻合, 所以基于煤岩损伤统计本构模型提出的动态损伤应变和最大损伤速率新指标是合理的, 并且物理意义也明确;

(5) 图 5 为各煤样损伤参数、损伤速率对比, 可

可以看出,随着冲击倾向性的增强,损伤参量曲线越陡,损伤速率曲线越窄,且峰值(最大损伤速率值)越大。

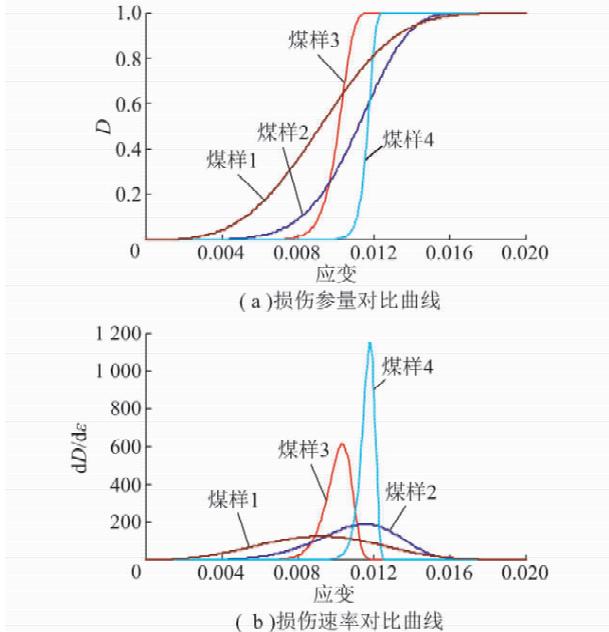


图5 损伤参量、损伤速率对比曲线

Fig. 5 Correlation curves of damage parameter and maximal damage rate

## 8 结论与探讨

(1) 煤岩损伤统计本构模型,能反映煤岩材料弹性、塑性、脆性和残余强度,采用最优化方法确定模型参数能更好地拟合煤岩应力-应变全过程曲线。

(2) 采用单轴压缩下煤岩损伤统计本构模型,重新给出的冲击能指数、弹性能指数和反应动态破坏时间的动态损伤应变新指标的损伤理论计算方法,试验证明合理可行,并且物理意义明确,在一定程度上减少了鉴定煤层冲击倾向性所需的试验工作量,值得借鉴。

(3) 参数  $m$  值越大,即煤岩的脆性程度越大,煤岩冲击倾向性越强。

(4) 提出的新指标煤岩最大损伤速率能体现煤岩体震动冲击破坏的瞬时破坏程度,即最大损伤速率值越大,煤岩冲击倾向性越强,以此作为评价煤岩的冲击倾向性是合理的。

(5) 通过分析损伤参数、损伤速率曲线,单轴压缩下煤岩破坏损伤过程分为3个阶段:少量破坏阶段、大量破坏阶段和仍未破坏阶段,其中少量破坏阶段是煤岩塑性变形的结果,大量破坏阶段是煤岩内部各种缺陷最终贯通成宏观断裂的体现,仍未破坏阶段是煤岩宏观存在残余强度的微观体现;同时随着冲击倾向性的增强,损伤参量曲线越陡,损伤速率曲线越

窄,且峰值(最大损伤速率值)越大。

(6) 动态损伤应变和最大损伤速率冲击危险性评价新指标,目前只是笔者的初步探讨,其临界值的确定还需要大量试验与工程实例的检验,以更好地指导工程实践。

## 参考文献:

- [1] 龚林名,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.  
Dou Linming, He Xueqiu. Theory and technology of rock burst prevention[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2001.
- [2] 陈绍杰,杨永杰,郭惟嘉.煤岩冲击倾向性试验及分析[J].实验室研究与探索,2007,26(11):294-296.  
Chen Shaojie, Yang Yongjie, Guo Weijia. Experiment and analysis of coal burst tendency[J]. Research and Exploration in Laboratory, 2007, 26(11): 294-296.
- [3] 王宏图,许江,魏福生,等.煤岩体冲击倾向性指标评价[J].矿山压力与顶板控制,1999,3(4):204-210.  
Wang Hongtu, Xu Jiang, Wei Fusheng, et al. Evaluation of tendency indexes of coal or rock burst[J]. Ground Press and Strata Control, 1999, 3(4): 204-210.
- [4] MT/T174-2000 煤层冲击倾向性分类及指数的测定方法[S].国家煤炭工业局,2000.  
MT/T174-2000, Classification and laboratory test method on burst-liability of coal[S]. State Bureau of Coal Industry, 2000.
- [5] 姜耀东,赵毅鑫,何满潮,等.冲击地压机制的细观实验研究[J].岩石力学与工程学报,2007,26(5):901-907.  
Jiang Yaodong, Zhao Yixin, He Manchao, et al. Investigation on mechanism of coal mine bumps based on mesoscopic experiments[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5): 901-907.
- [6] 张绪言,冯国瑞,康立勋,等.用剩余能量释放速度判定煤岩冲击倾向性[J].煤炭学报,2009,34(9):1165-1168.  
Zhang Xuyan, Feng Guorui, Kang Lixun, et al. Method to determine burst tendency of coal rock by residual energy emission speed[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(9): 1165-1168.
- [7] 南存全,段克信,张文军.用物理相态法确定煤岩体应力状态和冲击倾向性[J].煤矿开采,1998,30(2):18-19.  
Nan Cunquan, Duan Kexin, Zhang Wenjun. Determining the stress state and rock burst reliability of coal rock by physical phase behavior[J]. Coal Mining Technology, 1998, 30(2): 18-19.
- [8] 吴政,张承娟.单向荷载作用下岩石损伤模型及其力学特性研究[J].岩石力学与工程学报,1996,15(1):55-61.  
Wu Zheng, Zhang Chengjuan. Investigation of rock damage model and its mechanical behavior[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1996, 15(1): 55-61.
- [9] 杨圣奇,徐卫亚,韦立德.单轴压缩下岩石损伤统计本构模型与试验研究[J].河海大学学报(自然科学版),2004,32(2):200-203.  
Yang Shengqi, Xu Weiya, Wei Lide. Statistical constitutive model for rock damage under uniaxial compression and its experimental study

- 
- [J]. Journal of Hohai University( Natural Science) ,2004 ,32( 2) : 200 - 203.
- [10] 曹文贵 ,方祖烈 ,唐学军. 岩石损伤软化统计本构模型之研究 [J]. 岩石力学与工程学报 ,1998 ,17( 6) : 628 - 633.  
Cao Wengui ,Fang Zulie ,Tang Xuejun. A study of statistical constitutive model for soft and damage rocks [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering ,1998 ,17( 6) : 628 - 633.
- [11] 唐春安. 岩石破裂过程中的灾变 [M]. 北京: 煤炭工业出版社 , 1993.  
Tang Chun'an. Catastrophe in rock unstable failure [M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House ,1993.
- [12] Lemaitre J. A continuous damage mechanics model for ductile materials [J]. J. Eng. Mater. Tech. ,1985 ,107( 1) : 83 - 89.
- [13] 徐卫亚 ,韦立德. 岩石损伤统计本构模型的研究 [J]. 岩石力学与工程学报 ,2002 ,21( 6) : 787 - 791.  
Xu Weiya ,Wei Lide. Study on statistical damage constitutive model of rock [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering , 2002 ,21( 6) : 787 - 791.
- [14] 姚精明 ,何富连 ,徐 军 ,等. 冲击地压的能量机理及其应用 [J]. 中南大学学报( 自然科学版) ,2009 ,40( 3) : 808 - 813.  
Yao Jingming ,He Fulian ,Xu Jun ,et al. Energy mechanism of rock burst and its application [J]. Journal of Central South University ( Natural Science Edition) ,2009 ,40( 3) : 808 - 813.
- [15] 蔡美峰 ,何满朝 ,刘东燕. 岩石力学与工程 [M]. 北京: 科学出版社 ,2002.  
Cai Meifeng ,He Manchao ,Liu Dongyan. Rock mechanics and engineering [M]. Beijing: Science Press ,2002.



文章编号：1673-3363-(2012)04-0522-05

## 26 冲击危险区卸压减震开采机理的相似模拟

吴向前，窦林名，陆菜平，曹安业，吕长国

(中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室，矿业工程学院，江苏 徐州 221116)

**摘要** 为了提高冲击危险煤层的开采安全和生产效率，研究了冲击危险性煤层卸压减震的解放开采机理。依据相似理论，以济宁三号煤矿十二采区地质开采条件为基础，进行了解放层开采的相似材料模拟试验研究。试验结果表明：解放开采对被解放层及其上下方岩体的应力集中水平及能量积聚程度均在一定程度上得到弱化；解放层下方煤岩层向采空区膨胀变形，形成解放带，解放层上覆顶板垮落压实后，对被解放层变形、破坏有所减缓；解放层采空区形成人造“松散破碎弱结构”，可充分吸收顶板震源能量，对下方煤层开采起到了减震解放作用。这一机理在冲击矿压防治工程实践中得到了验证。

**关键词** 冲击危险；卸压；减震；机理；相似模拟

中图分类号 TD 353

文献标识码 A

## Similar Simulation for Pressure Relief and Shock Absorption Mechanism in Rock-Burst Danger Area

WU Xiang-qian, DOU Lin-ming, LU Cai-ping, CAO An-ye, LV Chang-guo

(State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, School of Mines, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

**Abstract** In order to improve the safety and efficiency while mining in coal seams with rock-burst tendency, the protective mining mechanism with pressure relief and shock absorption effect has been studied. Based on the analog simulation theory, the experiment on mining protective seam has been carried out according to the geological and mining conditions in No.12 Mining District of Jining No.3 Coal Mine. The results show that protective mining can weaken the stress concentration and energy accumulation of protected coal seam. The goaf of protective coal seam can form a kind of loosened-broken-weak structure, which can absorb seismic source energy of roof so that the down coal seam is protected. The collapsed coal seam will swell to the goaf of protective coal seam so that the protective area is formed. After the caving and compacting of protective coal seam, the deformation and break of protected coal seam is slowed down. The results of this study will provide theoretical basis and practical value for reasonable design and safety mining of coal seams with rock burst propensity.

**Key words** rock-burst danger; pressure relief; shock absorption; mechanism; similar simulation

收稿日期：2011-12-11

基金项目：国家重点基础研究发展计划（973）项目（2010CB226805）；国家自然科学基金和神华集团有限公司联合资助项目（51174285）；煤炭资源与安全开采国家重点实验室自主研究课题项目（SKLRCRSM10X05）；江苏高校优势学科建设工程项目

作者简介：吴向前（1966-），男，山东省泰安市人，博士，研究员，从事采矿工程方面的研究。

E-mail：lmdou@126.com

Tel：0516-83995904

冲击矿压作为典型的矿山灾害动力现象，主要表现为煤岩体中所积聚的弹性应变能突然、剧烈的释放过程，其发生的突然性和剧烈的破坏特征对矿山安全构成很大的威胁，特别是随着煤矿开采深度的增加，冲击矿压问题越来越突出<sup>[1-3]</sup>。在冲击矿压解危防冲理论方面，龚林名等<sup>[4]</sup>提出冲击矿压的强度弱化减冲理论，即随着工作面的推进，通过爆破、卸压和注水等措施弱化顶板和煤体，以达到降低煤岩储能和降低冲击危险性的目的，并指出冲击危险区解危是一个工作面回采（掘进）—冲击危险监测—能量聚积—卸压爆破—能量释放—生产—再监测的动态过程。高明仕<sup>[5]</sup>通过不同岩土介质的微震试验，得到了震动波传播衰减特性，并结合数值模拟研究，提出了防治巷道冲击破坏的“强-弱-强”结构控制理论。薛亚东<sup>[6]</sup>采用 FLAC<sup>2D</sup> 模拟分析了在动载作用下回采巷道锚杆支护的支护效果，发现锚杆安装角对轴力的动载响应有很大影响，锚杆预留一定的抗拉强度潜能一般不会失效，且端锚支护的效果比全锚好。姚精明<sup>[7]</sup>研究了巷道冲击矿压的锚杆支护机理，认为控制顶板的下沉量和下沉速度对防止冲击矿压的发生有着非常积极的意义。赵兴东等<sup>[8]</sup>对冲击矿压下煤巷锚杆支护机理进行了数值模拟研究，认为锚杆支护较棚架支护控制顶板效果好，能大大降低冲击矿压的发生几率。姜耀东<sup>[9]</sup>采用 ANSYS 模拟软件研究了不同架型的 U 型钢可缩性支架的力学性能进行了动力分析，认为梯形支架、拱形支架和环形支架 3 种可缩性结构中环形支架的抗冲性能和受力性能较好，而梯形支架在经济方面具有优越性，拱形支架在受力性能和施工方面具有优越性。鞠文君<sup>[10]</sup>对冲击矿压巷道锚杆支护原理进行了分析，锚杆支护作为一种内在的支护形式，有非常好的自身稳定性和柔性特征，可以实现主动支护、早期承载，可以达到很高的支护强度，对冲击矿压巷道具有良好的适应性。

从冲击矿压发生的因素来看，主要诱因为高应力和震动动载。因此，冲击危险性煤层的卸压和减震则是冲击矿压防治的有效途径之一。目前，采用解放层开采技术防治煤与瓦斯突出和冲击矿压的现场实践应用较多<sup>[11-14]</sup>，而对解放层开采预防冲击危险的机理研究还较少，还没有形成完善的理论体系。作为冲击矿压理论体系的重要组成部分，深入研究解放层开采对冲击危险性煤层的卸压和减震的控制技术，对于保障矿井的安全高效生产，特别

是深部复杂条件下的煤炭资源有效开采具有重要的理论与现实意义。

本文利用煤炭资源与安全开采国家重点实验室的相似模拟试验平台，针对某矿 3<sub>上</sub>、3<sub>下</sub>煤层群的卸压减震开采进行了相似模拟试验，提出了用于冲击矿压防治的卸压减震解放开采机理，并成功应用于工程实践。

## 1 相似模拟实验结果及分析

### 1.1 模型的制作

本试验所选用的模型架尺寸为：2.5 m×0.2 m×1.2 m（长×宽×高）。以砂子为骨料，碳酸钙、石膏为胶结材料，硼砂为缓凝剂。根据相似材料的模拟强度值，经反复调整，获各层相似材料的最佳配比。试验模型主要由 15 个煤岩层组成，3<sub>上</sub>、3<sub>下</sub>煤层为主要研究对象，两煤层均具有冲击倾向性，其中 3<sub>上</sub>煤为较薄的上解放层，模拟煤岩层的采深范围为 560~710 m，煤层为近水平开采，所以模拟煤岩层水平铺设，如图 1 所示。图中显示了主要模拟对象 3<sub>上</sub>、3<sub>下</sub>煤层及模型的几个边界岩层，并给出了主要岩层的几何尺寸。

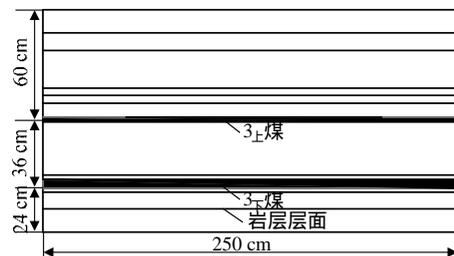


图 1 模拟实验模型图

Fig.1 Model of similarity simulation

### 1.2 测试仪器

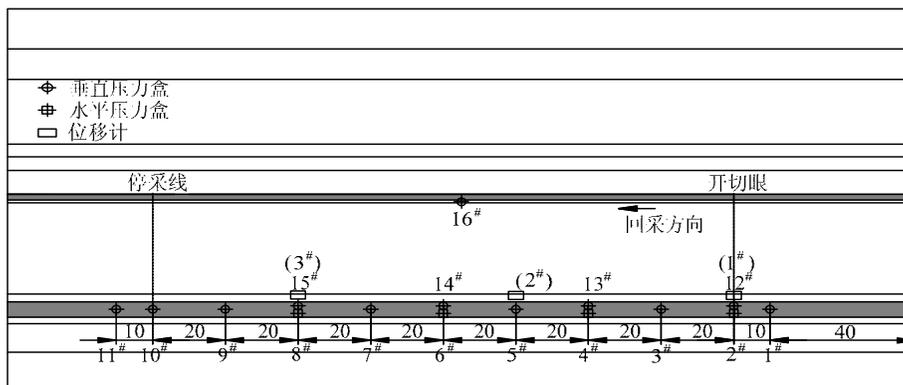
试验仪器主要为 TS3890 型静态应变记录仪（包括压力盒和位移计）。TS3890 型静态应变测量处理仪是一种装有微处理芯片的数字式应变仪，通过 USB 接口与计算机实时通讯。本次解放层开采相似模拟实验中，位移计采用半桥连线方式，压力盒和位移计采用全桥连线方式。

### 1.3 监测点布置

根据模型的尺寸，在水平方向每隔 10 cm 设置 1 条水平观测线，垂直方向也每隔 10 cm 设置 1 条竖直观测线，观测上覆岩层的垮落情况。在 3<sub>上</sub>煤层底板中埋设压力盒，通过压力盒的应变变量来反映煤层支承压力的变化情况。在 3<sub>上</sub>煤层底板中布置位移计，观测底板位移量。在 3<sub>上</sub>煤层顶板中布置

位移计，观测顶板的下沉量。在 3<sub>下</sub>煤层中埋设压力盒，观测 3<sub>上</sub>煤层开采对 3<sub>下</sub>煤层的卸压效果。解

放层开采卸压减震的相似模拟实验具体测点布置位置见图 2 所示。



3<sub>下</sub>煤层垂直压力盒自右向左依次编号为 1~11 号压力盒，水平压力盒自右向左依次编号为 12~15 号压力盒，3<sub>上</sub>煤层压力盒为 16 号压力盒；3<sub>下</sub>煤层位移计自右向左依次编号为 1~3 位移计。

图 2 位移和应力测点布置图

Fig.2 Arrangement of displacement and pressure monitoring stations

#### 1.4 实验结果及其分析

##### 1) 垂直压力的变化分析

解放层开采垂直压力影响评定依次选用距离工作面 40, 80, 120, 160 m 的 4<sup>#</sup>, 6<sup>#</sup>, 8<sup>#</sup>, 10<sup>#</sup> 压力盒监测的数据作为依据，其余压力盒因失效等原因不作为参考。经过数据转换及处理之后的被解放层动压变化曲线如图 3 所示。

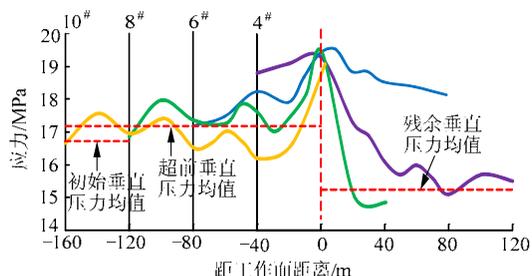


图 3 被解放煤体内垂直应力变化曲线

Fig.3 Vertical pressure change curves of coal seam protected

由图可知，随解放层工作面逐步开挖，被解放层煤体垂直应力变化呈现一定的规律。工作面开采之前，煤岩系统未受人为扰动影响，煤体应力基本处于稳定状态，初始压力维持在 16.6 MPa 左右；

工作面开始回采但未跨过监测点之前，被解放层受扰动影响压力出现小幅度上升，动压影响逐步增大；工作面到达监测点正上方时，所有压力盒的监测值均增加至最大值，基本维持在 19.5 MPa，表明工作面正下方煤岩体处于最大人为采掘扰动影响水平，此时对被解放层及其上下方岩体的破坏程度也最大，应力集中水平及能量积聚程度均在一定程度上得到弱化，对被解放层的解放程度达到最

高；工作面跨过监测点之后，被解放层内压力急剧下降，平均残余压力水平达到 15.3 MPa，正常情况下下降后的压力水平低于未受扰动影响阶段的初始压力值。

远距离的超前工作面及采空区范围内的被解放层内的监测点因受每次开挖动压及工作面来压扰动影响，压力值出现明显波动，扰动时压力升高，停采时压力逐渐恢复，表明了工作面采掘扰动的较大影响范围。

##### 2) 超前支承压力的变化分析

解放层工作面开采过程中，超前支承压力变化影响评定选用开采工作面底板布置的 16<sup>#</sup> 压力盒监测的数据作为依据。经过数据转换及处理之后的被解放层水平动压变化曲线如图 4 所示。

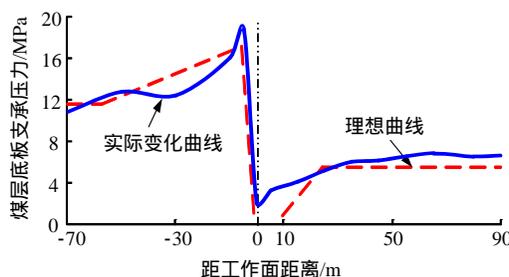


图 4 超前支承压力变化曲线

Fig.4 Advanced abutment pressure curves of coal seam protected

图 4 表明，解放层工作面回采过程中，超前支承压力稳中有升，在距离工作面 5 m 左右位置达到最大值，约为 18.5 MPa，之后进入工作面扰动影响的塑性区范围内而出现压力急剧下降的趋势；

当工作面正好采过监测点位置时，压力达到最小监测值，此时属于实体煤与破碎冒落顶板间的“真空区”；因采空区顶板垮落等因素影响，破碎岩体积累，自重应力叠加而使得监测压力逐渐缓慢上升，待顶板垮落岩体破碎至充满采空区之后，岩体重力不再增加，采空区残余支撑压力亦随之趋于稳定，达到相应的残余应力恢复值。

工作面两侧以及前方较高支撑压力迫使下方煤层向采空区低应力区膨胀变形，释放应力，从而上解放层的开采对下部煤层起到卸压作用。工作面回采全程压力监测曲线近似呈“Z”字型变动。

### 3) 变形量的变化分析

图5是被解放层位移变化的曲线。由图可知，当工作面推进距离较小时，位移变化率均较小；但随工作面的不断推进，位移变化量和移动范围由小到大产生变化。

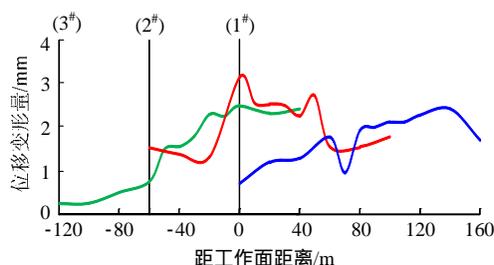


图5 被解放层位移变化曲线

Fig.5 Displacement change curves of coal seam protected

通过对3个位移监测点的监测结果分析可知，工作面未开采时因被解放层煤体的受扰动程度较低而具有较为微弱的变形量；随着工作面的回采，采空区逐步扩大，受压煤岩体因具有了较大的

可移动自由空间之后而呈现逐步增大的位移量，进一步说明了被解放层煤体受垂直压力及水平压力共同影响下的变形程度；工作面推过一段距离之后，采空区底板因承受上部垮落破碎顶板岩体的自重应力影响，底鼓量较无压力影响时要有所降低；

之后如果采空区垮落岩体进入稳定阶段，位移量变化值将不再出现较大波动。垮落被解放层工作面位移量的变化在一定程度上亦体现了煤体的破碎程度，变形量愈大，破碎度愈高，塑性区范围愈广，对被解放层的被解放程度愈大。位移变化曲线的波动情况，表明了开采扰动及周期来压等动压影响对煤体变形破坏的直接影响。

综上，通过解放层开采的相似模拟实验表明，上解放层开采对下方煤层起到了很好的卸压效果，同时上解放层开采在底板产生的破裂区对冲击震动波的传播起到很好的衰减和减震作用，有利于下方煤层开采冲击矿压的防治。

## 2 现场工程应用

以鲍店煤矿 103<sub>上</sub>02 工作面及 103<sub>下</sub>02 工作面组成卸压减冲解放结构为背景，验证解放层开采的减震作用。鲍店煤矿 103<sub>上</sub>02 工作面长 201 ~ 217.5 m，走向长 1 300 ~ 1 322 m，回采山西组 3<sub>上</sub>煤，煤厚 5.50 ~ 6.27 m，平均 5.84 m，煤层结构简单。被解放煤层 103<sub>下</sub>02 工作面位于解放层正下方，间距 12.5 m，所处构造与上煤层相似。两工作面开采期间监测到大量的有效微震事件，微震事件统计见表1。图6所示为布置在 103<sub>下</sub>02 工作面运输巷的顶板钻孔窥视结果。

表1 解放层开采的微震活动统计

Table 1 Microseismic activity statistics induced by protective coal-seam mining

工作面类型	工作面编号	生产日期	微震活动基本情况		
			微震个数	最大震动能量/J	日均震动能量/J
解放层	103 <sub>上</sub> 02 工作面	2008.06 ~ 2009.05	7014	$1.08 \times 10^7$	$1.94 \times 10^4$
被解放层	103 <sub>下</sub> 02 工作面	2010.01 ~ 2010.06	303	$1.19 \times 10^7$	$1.75 \times 10^3$



(a) 顶板 8.0 m 深处 (b) 顶板 2.0 m 深处

图6 顶板钻孔窥视岩层的破坏情况

Fig.6 Surrounding rock damage condition monitored by drilling hole in roof

从表1和图6可知，被解放煤层开采期间，微震能量和频次均有显著的降低，解放层的开采，破坏了工作面围岩结构，上覆顶板断裂垮落，提前释放高位岩层储存弹性能，同时底板受挤压，裂隙发育，破坏煤体强度和整体性，出现膨胀破裂变形区域，消耗了大量储存弹性能，降低了因煤层上方坚硬顶板整体活动引发冲击矿压的危险性，进一步验证了解放层开采的减震作用。

### 3 结 论

1) 解放层工作面回采期间, 被解放层煤体内垂直压力与水平压力均呈现“逐渐增大 达到最大值 逐步下降”的变化特征。解放层工作面扰动影响的塑性区内压力下降, 工作面回采全程压力曲线近似呈“Z”字型变动。

2) 被解放层工作面的位移量变化体现了煤体的破碎程度, 变形量愈大, 破碎度愈高, 塑性区范围愈广, 对被解放层的被解放程度愈大。解放层下方煤岩层向采空区膨胀变形, 形成解放带, 解放层上覆顶板垮落压实后, 对被解放层变形、破坏有所减缓。

3) 工程实践表明, 解放层开采之后, 被解放层开采时诱发微震的频次和能量明显降低, 说明解放层开采能够真正起到卸压减震的作用。

#### 参考文献:

- [1] 窦林名, 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.
- [2] 齐庆新, 窦林名. 冲击矿压理论与技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2008.
- [3] 孙学会. 复杂开采条件下冲击地压及其防治技术[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2009.
- [4] 窦林名, 陆菜平, 牟宗龙, 等. 冲击矿压的强度弱化减冲理论及其应用[J]. 煤炭学报, 2005, 30(6): 690-694. DOU Lin-ming, LU Cai-ping, MU Zong-long, et al. Intensity weakening theory for rockburst and its application [J]. Journal of China Coal Society, 2005, 30(6): 690-694.
- [5] 高明仕, 窦林名, 张农. 冲击矿压巷道围岩控制的强弱力学模型及其应用分析[J]. 岩土力学, 2008, 29(2): 359-364. GAO Ming-shi, DOU Lin-ming, ZHANG Nong. Strong-soft-strong mechanical model for controlling roadway surrounding rock subjected to rock burst and its application [J]. Rock and Soil Mechanics, 2008, 29(2): 359-364.
- [6] 薛亚东, 张世平, 康天合. 回采巷道锚杆动载响应的数值分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(11): 1903-1906. XUE Ya-dong, ZHANG Shi-ping, KANG Tian-he. Numerical analysis on dynamic response of rock bolts in mining roadwats [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(11): 1903-1906.
- [7] 姚精明, 窦林名, 王成胜. 巷道冲击矿压的锚杆支护机理及实践[J]. 煤炭科学技术, 2004, 32(4): 10-13. YAO Jing-ming, DOU Lin-ming, WANG Cheng-sheng. Bolt support mechanism and practices in mine roadway with rock bump [J]. Coal Science and Technology, 2004, 32(4): 10-13.
- [8] 赵兴东, 杨天鸿, 唐春安, 等. 冲击地压下煤巷锚杆支护机理数值模拟研究[J]. 中国矿业, 2004, 13(3): 58-60. ZHAO Xing-dong, YANG Tian-hong, TANG Chun-an, et al. Numerical simulation on the mechanism of bolt support under rock burst [J]. China Mining Magazine, 2004, 13(3): 58-60.
- [9] 姜耀东, 赵毅鑫, 刘文岗, 等. 煤岩冲击失稳的机理和实验研究[M]. 北京: 科学出版社, 2009.
- [10] 鞠文君. 冲击矿压巷道锚杆支护原理分析[J]. 煤矿开采, 2009, 14(3): 59-61. JU Wen-jun. Analysis of supporting principles of anchored-bolt in roadway with burst danger [J]. Coal Mining Technology, 2009, 14(3): 59-61.
- [11] LIU Hong-yong, CHENG Yuan-ping, ZHOU Hong-xing, et al. Fissure evolution and evaluation of pressure-relief gas drainage in the exploitation of super-remote protected seams[J]. Mining Science and Technology, 2010, 20(2): 178-182.
- [12] WANG Liang, CHENG Yuan-ping, LI Feng-rong, et al. Fracture evolution and pressure relief gas drainage from distant protected coal seams under an extremely thick key stratum[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2008, 18(2): 182-186.
- [13] XIE G X, CHANG J C, YANG K. Investigations into stress shell characteristics of surrounding rock in fully mechanized top-coal caving face[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2009, 46(1): 172-181.
- [14] HU Guo-zhong, WANG Hong-tu, LI Xiao-hong, et al. Numerical simulation of protection range in exploiting the upper protective layer with a bow pseudo-incline technique[J]. Mining Science and Technology, 2009, 19(1): 58-64.



文章编号: 1673-3363-(2012)03-0334-05

## 27 动载扰动诱发底板冲击矿压演化规律研究

徐学锋<sup>1,2</sup>, 窦林名<sup>2</sup>, 刘军<sup>3</sup>, 张银亮<sup>3</sup>, 张国华<sup>3</sup>, 王士超<sup>3</sup>,

(1. 河南理工大学能源科学与工程学院, 河南 焦作 454000; 2. 中国矿业大学煤炭资源与安全  
开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116; 3. 义马煤业集团跃进煤矿, 河南 义马 472300)

**摘要** 为了研究动载作用下底板冲击矿压的演化规律, 采用理论分析和数值模拟的手段研究了动应力波作用下巷道底板煤体的应力和位移等参数的响应特征, 揭示了动载扰动诱发底板冲击的原因和显现过程。研究表明: 动应力和巷道底板的高水平应力叠加使底板煤体达到或超过强度极限发生屈曲失稳和变形, 并且应力波入射到底板表面反射形成拉应力导致底板发生层裂破坏, 在这过程中破坏范围逐渐扩大, 导致底板冲击。动载作用过程中底板煤体的水平应力、垂直应力、应力差先上升后瞬间大幅度降低, 同时底板煤体拉伸破坏的层裂破坏范围和垂直位移瞬间增加, 在此过程中, 底板水平应力集中现象逐渐消失。

**关键词** 动载扰动; 底板冲击; 演化规律; 数值模拟

**中图分类号** TD 324

**文献标识码** A

## Analysis on Evolution Laws of Floor Burst Induced by Dynamic Disturbance

XU Xue-feng<sup>1,2</sup>, DOU Lin-ming<sup>2</sup>, LIU Jun<sup>3</sup>, ZHANG Yin-liang<sup>3</sup>,  
ZHANG Guo-hua<sup>3</sup>, WANG Shi-chao<sup>3</sup>

(1. School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo, Henan 454000, China;  
2. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining & Technology, Xuzhou,  
Jiangsu 221116, China; 3. Yuejin Coal Mine, Yima Coal Mining Group, Yima, Henan 472300, China)

**Abstract** To research the evolution laws of floor burst under dynamic loads, theory analysis and numerical simulation methods were used in this paper, to study the response characteristics of stress, displacement, et al, of roadway bottom coal under dynamic disturbance, and to reveal the causing reason and burst process induced by dynamic stress. The results show that the buckling failure and deformation will happen in the bottom coal seam, when the superposition of dynamic stress and high horizontal stress in floor reaches or surpasses the strength limit. In addition, the tensile stress, which is formed by the reflection of incident stress wave at the floor surface, causes spallation damage in the floor, and with the gradual enlargement of the damage range, the floor burst will be induced. Under the dynamic loading, the horizontal stress, vertical stress and stress difference firstly increase in a small extent, and then decrease substantially. At the same time, the scope of tensile failure zone and the vertical displacement increase subsequently. During the process, the concentration of horizontal stress in floor disappears gradually.

收稿日期: 2011-03-28

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2010CB226805); 国家自然科学基金项目(51104055, 51074155); 河南省教育厅自然科学研究计划项目(2010A440003); 河南理工大学青年基金重点项目(Q2011-42A)

作者简介: 徐学锋(1978-), 男, 河北省顺平县人, 博士, 从事矿山压力与岩层控制方面的研究。

E-mail: hpuxxf@126.com

Tel: 13782896698

**Key words** dynamic disturbance; floor burst; evolution law; numerical simulation

底板冲击矿压是在矿山采动或采掘面扰动下诱发底板煤岩层变形能的瞬时释放,表现为底板煤岩层瞬间向上突出,引起采掘空间围岩、设备破坏的冲击矿压灾害<sup>[1]</sup>。底板冲击是冲击矿压现象的一种,发生原因非常复杂,发生条件不但包括煤岩力学性质、煤岩体的应力状态,而且包括许多打破巷道围岩应力平衡而导致冲击的诱因,如放炮落煤、顶板断裂等引起的动载作用以及天然地震引起的震动等<sup>[2-3]</sup>。目前针对动载扰动对冲击矿压的影响方面进行了一系列的研究,文献[4-5]对放炮震动诱发煤矿巷道动力失稳机理进行了分析,彭维红、张晓春、雷光宇等<sup>[6-8]</sup>采用 LS-DYNA 软件,对应力波作用下围岩层裂破坏结构的形成过程进行了数值模拟,结果表明扰动应力波是形成巷帮层裂结构,继而诱发冲击矿压的重要因素。卢爱红还用相似模拟试验手段探讨了爆破动载对冲击矿压的影响<sup>[9]</sup>。秦昊<sup>[10]</sup>采用 UDEC 离散元软件研究了应力波扰动对冲击矿压的影响,认为应力波是导致围岩体破碎发生冲击的重要因素。牟宗龙<sup>[11]</sup>运用数值模拟方法研究了顶板岩层的悬顶长度、厚度、强度和滑移垮落对煤体应力、加速度及能量的影响规律。曹安业<sup>[12]</sup>研究了采动煤岩冲击破裂的震动效应,论述了动静载作用下煤岩破坏原理,陆菜平<sup>[13]</sup>研究了冲击震源能量、顶板的强度及其厚度、煤体的强度对煤层巷道冲击效应的影响规律。陈国祥<sup>[14]</sup>采用 FLAC<sup>2D</sup>数值模拟软件研究了动力扰动对冲击显现的影响。目前的成果主要针对于动载扰动对煤柱型冲击和顶板型冲击影响的研究,对于动载扰动作用下底板冲击显现规律还需要深入的研究。

本论文首先从理论上分析动载扰动诱发底板冲击的原因,然后利用 FLAC<sup>2D</sup>5.0 数值模拟软件的 Dynamic 模块,模拟分析动载扰动作用下,巷道底板煤层的应力状态、位移、变形速度、塑性区分布等物理力学参数的动态响应规律,以此揭示煤层底板冲击矿压的原因和显现规律,为深入探索冲击矿压机理提供理论依据。

## 1 动载扰动诱发底板冲击的原理分析

煤岩破坏一般分为 2 种情况,1) 煤岩负载达到极限强度附近时,发生比较平静的、局部性和渐进性破坏,属于平稳破坏和能量释放过程,一般而言,强度较小的煤岩体发生这种破坏,比如泥岩。

2) 煤岩负载达到强度极限后,顽固的维持着一种高度不稳定的平衡状态而不破坏,这种情况下负载达到破坏点的区域会随着采掘工作的进行而不断扩大,一旦遇到某些“触发因素”的作用,就会突然的破坏而发生冲击显现。根据理论分析,当工作面附近产生动载时,造成瞬间支承压力峰值临近工作面煤壁附近,并与动载应力迭加,造成周边应力状态急剧变化,局部发生超高应力集中,部分煤岩体由三向应力状态迅速转化为双向甚至单向应力状态。伴随着动载产生的强烈震动,引起顶底板对煤层约束条件的变化,形成应力增加和摩擦阻力的降低交替进行,如果动载作用前煤体已经处于冲击危险状态,那么动载作用就可能诱发冲击矿压的发生<sup>[15]</sup>。底板冲击也一样应满足这个要求。

由弹性波传播理论,扰动应力波从震动源传播到巷道围岩近时,扰动导致的应力强度<sup>[14]</sup>为:

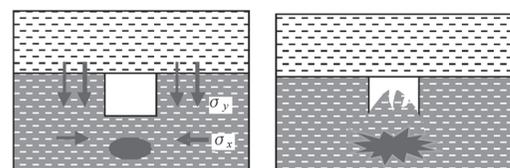
$$\sigma_d = \sigma_0 e^{-\lambda(d-a)} \quad (1)$$

式中:  $\sigma_0$  为扰动波初始强度;  $\lambda$  为扰动波能量衰减指数;  $a$  为巷道半径;  $d$  为震源到巷道中心的距离。应力波会与巷道围岩的应力叠加,此时围岩的应力为:

$$\sigma = \sigma_d + \sigma_a \quad (2)$$

式中  $\sigma_a$  为巷道围岩中的初始应力。

巷道开挖后底板煤层中会产生水平应力集中现象,这是影响底板煤层稳定的主要因素。根据式(2),扰动应力和底板的高水平应力叠加使底板应力达到或超过煤层破坏极限,底板由于屈曲失稳而变形。当动应力波传播到巷道表面时在表面产生反射形成拉应力波,由于煤岩体抗拉强度很小,且岩体单元受拉程度越高,岩体破坏的临界应力变得越小,很容易达到煤体抗拉强度的极限而发生层裂破坏。这样在高水平应力和反射拉应力作用下巷道底板瞬间发生多次层裂破坏,最终导致破坏范围和规模的突然扩大而发生底板冲击,如图 1 所示。



(a) 极限应力状态 (b) 动载扰动下发生冲击

图 1 动载扰动下底板冲击示意图

Fig.1 Theory of floor burst

## 2 动载扰动诱发底板冲击的数值模拟分析

### 2.1 模型的建立

本次研究采用 FLAC<sup>2D</sup>5.0 的动态模块,数值模拟模型参考义马煤田跃进煤矿 23 采区的地质和开采环境,以 23130 面下巷为研究对象。垂直方向从上到下的岩性特征为:砾岩厚度 200 m,砾岩厚度 100 m,泥岩厚度 3 m,煤层厚度 2 m,粉砂岩厚度 12 m,泥岩厚度 2 m,煤层厚度 3 m,泥岩厚度 20 m,开采煤层厚度 10 m,泥岩厚度 24 m,砾岩厚度 58 m。23130 下巷埋深 875 m,巷道尺寸为宽 4 m×高 3 m,巷道沿煤层顶板布置,留 7 m 厚底煤,巷道两帮和顶板采用锚杆支护,底板没有支护。模型尺寸为长 800 m×高 434 m,共设 490×240=117600 个单元,各岩层之间设置 interface 模拟结构弱面。

数值模拟中,冲击震源简化为简谐应力波,应力波施加在巷道右帮顶板正上方 20 m 位置,震源中心距离巷帮水平距离 15 m,模型见图 2。应力波震源的频率 20 Hz,作用时间 0.2 s,峰值强度 40

MPa。具体研究内容是:当巷道开挖平衡后施加动载荷,监测底板的垂直位移、速度、底板的水平应力和垂直应力以及底板塑性区变化等动态响应规律,从而揭示动载扰动诱发底板冲击矿压的过程。

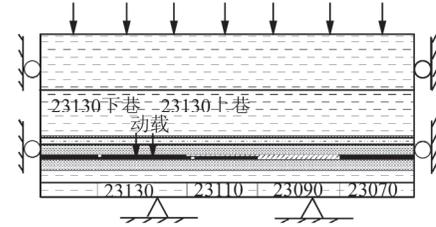


图 2 数值模拟模型

Fig.2 Numerical simulation model

### 2.2 动力扰动诱发冲击显现的过程

#### 1) 动载作用下应力响应规律

为了清晰反映动载作用下的巷道围岩中的应力响应规律,采用 FLAC 模拟软件的 Movie 功能,再现巷道围岩应力动态演变过程,水平应力场变化见图 3 所示(图中应力单位为 MPa)。

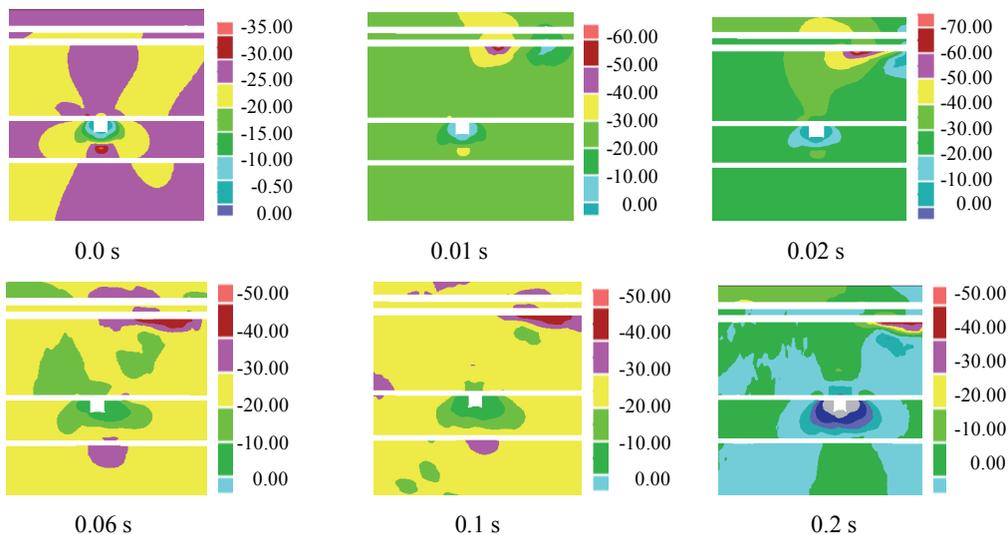


图 3 水平应力场的动态变化

Fig.3 Dynamic changing of horizontal stress contours

巷道开挖后,底板产生水平应力集中现象,这是底板冲击失稳的重要因素。根据多次模拟分析,巷道底板 4 m 处是水平应力集中的中心位置,所以在此处设置了监测点。动载作用过程中,监测点处的水平应力、垂直应力、应力差响应特征如图 4。

图 3, 4 应力的动态变化看出,在动载作用下,巷道底板的水平应力和垂直应力发生明显的变化,随着时间变化应力集中区出现了波动。底板由于没有支护,成为能量释放的突破口,与动载作用前相比底板冲击后水平应力集中现象消失。

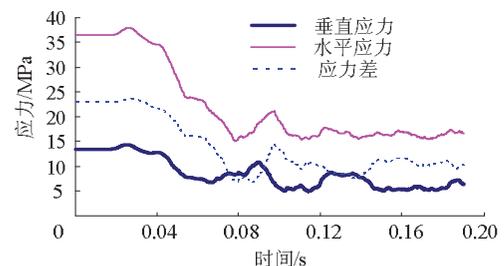


图 4 动载作用下底板媒体中的应力响应

Fig.4 Stress response of floor under dynamic loads

图 4 看出冲击显现过程中,底板的水平应力峰

值首先由 36.33 MPa 上升到 37.93 MPa, 然后瞬间下降到 15.22 MPa 以下, 垂直应力首先由 13.55 MPa 上升到 14.33 MPa, 然后瞬间降低到 6.87 MPa 以下, 应力差由 22.78 MPa 上升到 23.60 MPa, 后瞬间降到 8.35 MPa, 应力降低的时间约为 0.03~0.08 s, 持续时间约 0.05 s。应力经历了应力升→应力降的过程。这一过程经历的时间与煤体中的应力集中程度, 动载扰动应力波的峰值、震源位置等有关。

### 2) 动载影响下底板的位移特点

动载作用过程中, 巷道围岩煤体的运动矢量见图 5 所示, 底板的垂直位移变化见图 6 所示, 底板的运动速度如图 7 所示。

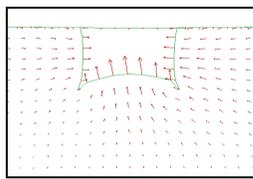


图 5 位移矢量图

Fig.5 Displacement vector of roadway

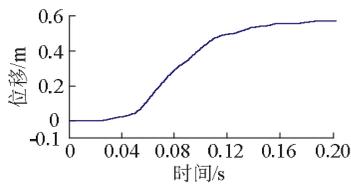


图 6 底板垂直位移响应特征

Fig.6 Vertical displacement character of floor

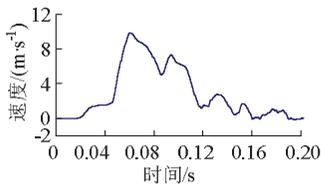


图 7 底板速度-时程曲线

Fig.7 Velocity changing with time of floor

图 5 位移矢量图说明, 巷道在动力扰动下变形趋势以底板的垂直变形为主, 两帮也有较小的变形, 顶板的位移最小。这也反映了两帮和顶板的锚杆支护对控制动载作用下的巷道变形具有较好的适应性。

图 6 中看出巷道底板的垂直位移在 0.2 s 内位移量为 0.57 m, 发生垂直位移变化的主要时间区间是 0.05~0.18 s, 发生位移明显变化的时间比应力降低的时间滞后约 0.02 s, 变形斜率大的区间从 0.05~0.10 s 时间内的位移从 0.06 m 增加到 0.48 m, 平均变形速度约 8.4 m/s, 从图 7 中看出最大变形速度

9.76 m/s。按突出煤层厚度 0.5 m, 冲击巷道长度 10 m 计算, 冲击动能为 238140 J, 冲击矿压的震级为 1~2 级。当然, 冲击显现在走向长度上的规模与煤层巷道节理裂隙等弱面结构分布有关。

### 3) 冲击破坏过程中的塑性区分布

在动载应力波的作用下, 煤层发生剪切、拉伸等破坏, 巷道底板的塑性区分布变化直接反映了底板煤层的物理状态的变化和破坏情况, 能形象的反映冲击孕育和显现的过程, 巷道围岩中的塑性区动态变化趋势见图 8。

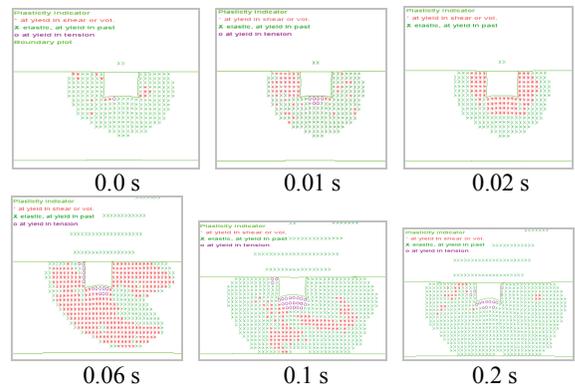


图 8 巷道底板塑性区动态变化

Fig.8 Dynamic changing of plastic zone distribution

图 8 说明动载过程中底板和两帮的塑性区逐渐扩大, 约 0.5~0.6 s 后范围瞬间扩大, 在整个变化过程中, 底板出现明显的拉伸应力产生的层裂破坏结构, 最终层裂破坏结构瞬间扩大, 发生冲击显现。

根据动力扰动作用下底板的应力、位移、速度、塑性区分布等物理力学参数的变化说明, 动载作用过程中底板煤体的水平应力、垂直应力、应力差先上升后瞬间大幅度降低, 同时底板煤体拉伸破坏的层裂破坏范围和垂直位移瞬间增加, 在此过程中, 底板水平应力集中现象逐渐消失, 这正是底板冲击显现过程。

## 3 冲击实例

根据现场资料统计, 跃进煤矿 23130 面下巷掘进期间发生 7 次底板冲击显现, 都是在放炮瞬间发生的, 25110 面下巷掘进期间 2 次冲击显现也是爆破诱发的。23130 面回采到 320 m 时, 由于接近双工作面“见方”, 巨厚砾岩发生垮落, 诱发了一次严重的底板冲击, 变形巷道近 300 m。底板冲击破坏后的巷道如图 9, 从图中看出顶板无破坏而底板几乎与顶板合拢。这说明爆破、顶板垮落等动载作用诱发底板冲击的理论成果与现场实际是相符的。



图9 底板冲击后巷道破坏情况

Fig.9 Roadway damage caused by floor burst

## 4 结 论

1) 理论分析了动载扰动诱发底板冲击原理,动应力波与底板的高水平应力叠加,使底板屈曲失稳变形,动应力波在底板表面反射形成拉应力使底板产生层裂破坏,在这过程中层裂破坏结构瞬间扩大,发生底板冲击。

2) 数值模拟表明,处于极限应力状态下的底板煤体在动载扰动作用下,水平应力、垂直应力、应力差先升高然后瞬间大幅度降低,随后底板煤体的运动速度急剧变化、底板拉伸破坏的层裂破坏结构范围和垂直位移瞬间增大,底板冲击后,水平应力集中现象消失,再现了底板冲击的显现过程。

### 参考文献:

[1] 徐学锋, 窦林名, 刘军, 等. 煤矿巷道底板冲击矿压发生的原因及控制研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(6): 1977-1981.  
XU Xue-feng, DOU Lin-ming, LIU Jun, et al. Research of the reasons and controlling for floor burst in coal mine roadway. Rock and Soil Mechanics, 2010, 31(6): 1977-1981.

[2] 李建春, 李海波, MA Guo-wei. 节理岩体的一维动态等效连续介质模型的研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(增刊): 4063-4067.  
LI Jian-chun, LI Hai-bo, MA Guo-wei. An equivalent 1D dynamic continuum model for rock mass with parallel joints[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(Supp): 4063-4067.

[3] HUANG R Q, WANG X N. Analysis of dynamic disturbance on rock burst[J]. Bull Eng Geol Env, 1999, 57: 281-284.

[4] 姜耀东, 赵毅鑫, 宋彦琦, 等. 放炮震动诱发煤矿巷道动力失稳机理分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(17): 3131-3136.  
JIANG Yao-dong, ZHAO Yi-xin, SONG Yan-qi, et al. Analysis of blasting tremor impact on roadway stability in coal mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24 (17): 3131-3136.

[5] 谢勇谋, 李天斌. 爆破对岩爆产生作用的初步探讨[J]. 中国地质灾害与防治学报, 2004, 15(1): 61-64.  
XIE Yong-mou, LI Tian-bin. Primary discussion on blast's affection on rock burst[J]. The Chinese Journal of Geological Hazard and Control, 2004, 15(1): 61-64.

[6] 彭维红, 卢爱红. 应力波作用下巷道围岩层裂失稳的

数值模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(2): 213-216.

PENG Wei-hong, LU Ai-hong. Numerical simulation of layered crack and failure of roadway surrounding rock under the action of stress wave[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(2): 213-216.

- [7] 张晓春, 卢爱红, 王军强. 动力扰动导致巷道围岩层裂结构及冲击矿压的数值模拟[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(增刊): 3110-3114.  
ZHANG Xiao-chun, LU Ai-hong, WANG Jun-qiang. Numerical simulation of layer-crack structure of surrounding rock and rockburst in roadway under dynamic disturbance[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(Supp): 3110-3114.
- [8] 雷光宇, 卢爱红, 茅献彪. 应力波作用下巷道层裂破坏的数值模拟研究[J]. 岩土力学, 2005, 26(9): 1477-1480.  
LEI Guang-yu, LU Ai-hong, MAO Xian-biao. Numerical simulation on layered crack and failure of roadway under stress wave [J]. Rock and Soil Mechanics, 2005, 26(9): 1477-1480.
- [9] LU Ai-hong, MAO Xian-biao, LIU Hai-shun. Physical simulation of rock burst induced by stress waves[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2008, 18(3): 401-405.
- [10] 秦昊, 茅献彪. 应力波扰动诱发冲击矿压数值模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(2): 127-131.  
QIN Hao, MAO Xian-biao. Numerical simulation of stress wave induced rock burst[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(2): 127-131.
- [11] 牟宗龙, 窦林名, 李慧民, 等. 顶板岩层特性对煤体冲击影响的数值模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2009, 26 (1): 25-30.  
MU Zong-long, DOU Lin-ming, LI Hui-min, et al. Numerical simulation of roof stratum effect on coal mass burst[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2009, 26 (1): 25-30.
- [12] 曹安业, 范军, 牟宗龙, 等. 矿震动载对围岩的冲击破坏效应[J]. 煤炭学报, 2010, 35(12): 2006-2009.  
CAO An-ye, FAN Jun, MU Zong-long, et al. Burst failure effect of mining induced tremor on roadway surrounding rock[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35 (12): 2006 -2009.
- [13] 陆莱平. 组合煤岩的强度弱化减冲原理及其应用[D]. 徐州: 中国矿业大学矿业工程学院, 2009: 51-69.
- [14] 陈国祥, 窦林名, 高明仕, 等. 动力扰动对回采巷道冲击危险的数值模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2009, 26 (2): 153-157.  
CHEN Guo-xiang, DOU Lin-ming, GAO Ming-shi, et al. Numerical simulation of dynamic vibration affecting rock burst in mining gateway caused by tremor[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2009, 26(2): 153-157.
- [15] 赵本钧, 藤学军. 冲击地压及其防治[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1994: 294-296.



巩思园, 窦林名, 马小平等. 煤矿震定位中异向波速模型的构建与求解. 地球物理学报, 2012, 55(5): 1757-1763, doi: 10. 6038/j. issn. 0001-5733. 2012. 05. 033.

Gong S Y, Dou L M, Ma X P, et al. Study on the construction and solution technique of anisotropic velocity model in the location of coal mine tremor. *Chinese J. Geophys.* (in Chinese), 2012, 55(5): 1757-1763, doi: 10. 6038/j. issn. 0001-5733. 2012. 05. 033.

## 28 煤矿震定位中异向波速模型的构建与求解

巩思园<sup>1,2</sup>, 窦林名<sup>2</sup>, 马小平<sup>1</sup>, 牟宗龙<sup>3</sup>, 贺 虎<sup>3</sup>, 何 江<sup>3</sup>

<sup>1</sup> 中国矿业大学 信息与电气工程学院, 江苏 徐州 221116

<sup>2</sup> 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116

<sup>3</sup> 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116

**摘 要** 针对煤矿上覆岩层层状赋存和离层带的特点, 构建矿井尺度的微震监测系统异向波速模型, 模型中波速向量由地面探头速度与井下探头速度组成. 研究了在只有强矿震信号和混有爆破信号两种条件下, 以到时残差最小为目标和震源定位误差最小为目标的两种求解模型, 模型求解选用具有全局寻优特性的遗传算法与 CMEAS 算法结合的混合算法. 现场实际应用得出, 只使用爆破信号的到时残差法最优, 混有强矿震信号的到时残差法其次; 与爆破信号定位所用的统一简化波速模型相比, 震源定位误差大幅度降低. 在此基础上进一步减低定位误差, 还需从微震台网的优化布设方面解决.

**关键词** 层状赋存, 离层带, 异向波速模型, 到时残差, 定位误差, 遗传算法, 爆破信号, 强矿震信号

doi: 10. 6038/j. issn. 0001-5733. 2012. 05. 033

中图分类号 P631

收稿日期 2011-07-08, 2012-03-04 收修定稿

### Study on the construction and solution technique of anisotropic velocity model in the location of coal mine tremor

GONG Si-Yuan<sup>1,2</sup>, DOU Lin-Ming<sup>2</sup>, MA Xiao-Ping<sup>1</sup>,

MU Zong-Long<sup>3</sup>, HE Hu<sup>3</sup>, HE Jiang<sup>3</sup>

<sup>1</sup> School of Information and Electrical Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou Jiangsu 221116, China

<sup>2</sup> State Key Laboratory of Coal Resources and Mine Safety, China University of Mining and Technology,

Xuzhou Jiangsu 221116, China

<sup>3</sup> School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou Jiangsu 221116, China

**Abstract** According to the characteristics of layered bedding strata and bed separation zone in coal mine, an anisotropic velocity model is built by two kinds of velocity, that is, one for underground sensor and the other for surface sensor, to form the velocity vector. In order to solve the vector, two objective functions of minimum arrival time residuals and minimum source location errors are created under two conditions with strong tremor signals only and also mixed with blasting signals. These objective functions are solved by the mixed algorithm combining genetic algorithm with CMEAS algorithm, which has good global search capability. The site application results show that the arrival time residual method using blasting signal only is the

**基金项目** 国家重点基础研究发展规划(973)项目(2010CB226805); 江苏高校优势学科建设工程项目(SZBF2011-6-B35); 江苏省博士后科研计划(1002004B); 煤炭资源与安全开采国家重点实验室自主研究课题(SKLCRSM10X05); 山东省博士后创新项目专项资金(201002009); 教育部新世纪优秀人才支持计划项目(NCET-10-0769)资助.

**作者简介** 巩思园, 1983年生, 男, 安徽淮北人, 博士后, 主要从事教育部新世纪优秀人才支持计划项目研究. E-mail: gsy\_cumt@163.com

best, the next is the arrival time residual method using mixed blasting signal and strong tremor signal. Compared to the isotropic velocity model, the average source location error of verification blasting signals is reduced greatly. In order to further decrease the source location error, the microseismic network should also be optimized.

**Keywords** Layered bedding strata, Bed separation zone, Anisotropic velocity model, Arrival time residual, Source location error, Genetic algorithm, Blasting signal, Strong tremor signal

## 1 引言

微震监测<sup>[1-3]</sup>是目前研究煤矿冲击矿压现象<sup>[1-2]</sup>的主要技术之一,在研究煤矿震动信号特征、冲击危险预警和上覆岩层破裂规律上取得了许多研究成果<sup>[4-9]</sup>,而这都是建立在震源定位和能量计算可靠性的基础之上.巩思园等<sup>[10]</sup>分析了影响震源定位精度的主要因素,从台网布设上入手建立了台网优化布设模型和基于数值仿真实验方法的震中与震源误差期望值模型,最终形成台网布置优化及评价系统.在参与定位通道选取上,巩思园等<sup>[11]</sup>根据煤矿实际条件和震动波传播特点,构建了用于定位精度评价模型中P波波速和P波到时标记精度的方差函数,建立了最优通道个数的确定原则.近期,姜福兴<sup>[12]</sup>在塔山矿8103工作面微震监测过程中测得安装在底板并距震源较远的检波器比安装在顶板且距离震源较近的检波器先接收到微震波形的异常现象,认为存在的直达波和透射直达波传播模式是造成出现异常现象的主因.这表明在不考虑传播路径的条件下,为提高矿震震源的定位精度,就不能对检波器使用统一的简化波速模型.国内,李会义<sup>[13]</sup>基于地震波在连续介质中的传播机理,采用P波到达时间为主要指标,编制了基于Matlab语言的定位软件,但模型采用的统一简化波速模型,即震源至所有检波器的传播速度相同.陈炳瑞<sup>[14]</sup>针对柿竹园金属矿提出了以速度为未知数的微震震源分层定位目标函数模型,并运用全局特性较优的粒子群算法求解震源参数,但求解模型中速度取值范围过大(0~50.0 m/ms),在没有大量震源数据约束的情况下,求解过程会为满足方程目标函数最小而出现速度与实际不符的情况.王进强<sup>[15]</sup>采用组合法、走时残差优化法、定位误差优化法、定位残差优化法和联合反演法进行了速度模型的优化计算,通过对一次放炮数据的计算,认为定位误差优化法最可靠,而定位残差优化法不可靠.由于探头分布比较集中,采用统一的简化波

速模型是合理的,但一次放炮数据不应同时充当波速优化数据和验证数据.国外,在美国西部的深部煤矿矿井,LURKA Adam<sup>[16]</sup>运用反演原理和进化算法构建三维速度模型,并在新目标函数模型下进行修正和提高震源定位精度,相对常值速度模型,到时残差有所改善,但该模型是建立在大量监测矿震数据基础上的,对于数量较少的放炮数据使用并不可行.

综上,本文基于矿井监测尺度的微震监测系统,例如SOS,ARAMISM/E等,构建煤矿震定位的异向波速模型.利用现场记录的多个放炮信号和强矿震信号确定速度模型参数,并进行与统一的简化波速模型之间的优劣验证,从而为现场安装的微震监测系统中速度参数的确定提供理论与技术参考依据.

## 2 震源定位方程

矿震发生后将主要向外释放两种波,分别为纵波和横波,其速度比值为

$$\frac{V_p}{V_s} = \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{1-2\mu}}, \quad (1)$$

由于泊松比 $0 \leq \mu \leq 0.5$ ,因此纵波比横波传播的快.地震定位中,经常会使用S波进行标记,这主要是因为,波的传播距离逐渐增大后,P波与S波在波形上的时间间隔随之增加.传播距离足够远后,P波与S波在图形中可以容易区分开来,并进行初次到时的标记.而对于矿区范围来说,由于尺度较小,波形在传播过程中,S波的初次到时迭加于P波尾波中,很难区分.因此应选择比较容易辨认的纵波(P波)进行定位,与其它波相比,P波首次到时标记精确,其从震源传播至检波器的最短时间由下式描述:

$$t_i = t_0 + \frac{\sqrt{(x_0 - x_i)^2 + (y_0 - y_i)^2 + (z_0 - z_i)^2}}{V_i}, \quad (2)$$

式中 $(x_0, y_0, z_0)$ 为震源坐标, $(x_i, y_i, z_i)$ 为第*i*个检

波器在矿井中的三维坐标,  $\mathbf{V}_i$  为第  $i$  个检波器至震源的 P 波波速值,  $t_0$  为发震时刻,  $t_i$  为第  $i$  个检波器上人工标记的 P 波首次到时,  $i=1, 2, \dots, n$ ,  $n$  是总共安装的检波器数量。

式(2)有  $\theta = (x_0, y_0, z_0, t_0)$  四个未知数. 因此对震源定位, 至少需 4 个检波器触发并记录波形数据. 震源定位的目标函数如下:

$$F(x_0, y_0, z_0, t_0) = \sum_{i=1}^n \left| t_i - t_0 - \frac{\sqrt{(x_0 - x_i)^2 + (y_0 - y_i)^2 + (z_0 - z_i)^2}}{\mathbf{V}_i} \right|^p. \quad (3)$$

式中  $p$  为范数, 本文取 2, 对应 L2 标准. 定位算法选用 CMEAS 算法<sup>[17]</sup>, 该算法具有很好的全局特性。

### 3 异向波速模型构建与求解

#### 3.1 异向波速模型的构建

如图 1, 微震监测系统检波器主要安装在井下巷道和矿区地面. 由于煤矿上覆岩层多以层状形式赋存, 以及回采后在工作面上方形形成离层带, 从震源到靠近地表处安装的检波器要比到井下检波器经过的岩体介质更加复杂, 导致 P 波在垂向上速度和传播路径变化很大. 因此在进行波速构建时, 应与井下区别对待. 为此, 针对层状赋存和离层带的特点, 选用两种速度建立异向波速模型, 一种针对井下的检波器, P 波沿最短路径传播, 速度为  $\mathbf{V}_i = V_{pu}$ ; 另一种针对井上检波器, 实际沿最小走时路径传播, 而本模型简化为沿最短路径传播, 速度为  $\mathbf{V}_i = V_{pg}$ . 即速度向量  $\mathbf{V}$  中只包含两种速度, 分别为井下速度和地面速度。

#### 3.2 异向波速求解模型构建

微震监测系统在煤矿生产过程中会记录产生的震动信号, 其中包括矿震信号、冲击矿压信号和放炮信号. 一般能量越大的信号, 传播距离也越远, 能够记录到该信号的检波器个数就越多. 所以, 在对煤矿矿井进行异向波速求解模型构建时, 可根据记录的不同信号分为以下两种情况:

(1) 无爆破信号, 只使用强矿震信号

强矿震能量大, 信号强, 选用此信号可利用台网中大多数的检波器求解模型. 由于震源位置未知, 故目标是使得(3)式的累加值最小, 即到时残差最小。

$$\min \sum_{j=1}^k F_j(V_{pu}, V_{pg}, t_{j0}, \mathbf{x}_{j0}, \mathbf{y}_{j0}, \mathbf{z}_{j0}) = \sum_{j=1}^k \sum_{i=1}^n \left| t_{ji} - t_{j0} - \frac{\sqrt{(\mathbf{x}_{j0} - \mathbf{x}_i)^2 + (\mathbf{y}_{j0} - \mathbf{y}_i)^2 + (\mathbf{z}_{j0} - \mathbf{z}_i)^2}}{\mathbf{V}_i} \right|^2, \quad (4)$$

式中  $t_{ji}$  为第  $j$  个强矿震信号中第  $i$  个台站上的 P 波到时,  $(\mathbf{x}_{j0}, \mathbf{y}_{j0}, \mathbf{z}_{j0}, t_{j0})$  为第  $j$  个强矿震震源位置与发震时刻未知数,  $k$  为用于波速模型求解的震动信号个数。

(2) 既有爆破信号, 又有强矿震信号

具有冲击危险的矿井, 在工作面回采或顺槽掘进过程中, 经常要进行爆破或卸压爆破, 安装的微震监测系统能够清楚地记录这些人工产生的信号. 由于这些信号震动的位置已知, 所以是进行异向波速模型求解的重要基础数据. 当台网尺度较小, 爆破信号能够激发包括地面探头在内的多数探头时, 可采取(4)式到时残差的表达形式, 式中  $(\mathbf{x}_{j0}, \mathbf{y}_{j0}, \mathbf{z}_{j0})$  由已知的爆破位置  $(\mathbf{x}_{jb}, \mathbf{y}_{jb}, \mathbf{z}_{jb})$  替代, 也可采用调整波速以尽可能使所求震源位置接近放炮位置的策略:

$$\min \sum_{j=1}^k \sqrt{(\mathbf{x}_{j0} - \mathbf{x}_{jb})^2 + (\mathbf{y}_{j0} - \mathbf{y}_{jb})^2 + (\mathbf{z}_{j0} - \mathbf{z}_{jb})^2} / k, \quad (5)$$

式中  $(\mathbf{x}_{j0}, \mathbf{y}_{j0}, \mathbf{z}_{j0})$  为由(3)式求得的第  $j$  个震源位置。

不过当台网尺度较大, 而爆破信号能量又有限, 对于矿井监测尺度的微震监测系统, 远处的检波器很难记录到清晰的震动波形, 从而不能对整个台网进行异向波速模型的求解. 因此, 可混合采用爆破信号与强矿震信号的形式. 为统一目标函数形式, 应写成(4)式的形式。

对式(4)和式(5)目标函数求解选用遗传算法与 CMEAS 算法结合的混合算法<sup>[18-19]</sup>, 具备很强的全局搜索特征.  $V_{pu}$  和  $V_{pg}$  作为遗传算法的种群个体形成异向波速模型向量  $\mathbf{V}$ . 对爆破信号, 当只以发震时刻  $t_{j0}$  为未知数时, CMEAS 算法负责搜索满足到时残差最小的  $t_0$  值, 并以到时残差作为评价个体的适应度函数; 当以  $(\mathbf{x}_{j0}, \mathbf{y}_{j0}, \mathbf{z}_{j0}, t_{j0})$  为未知数时, CMEAS 算法则求解震源位置与发震时刻, 然后以放炮位置与求解的震源位置

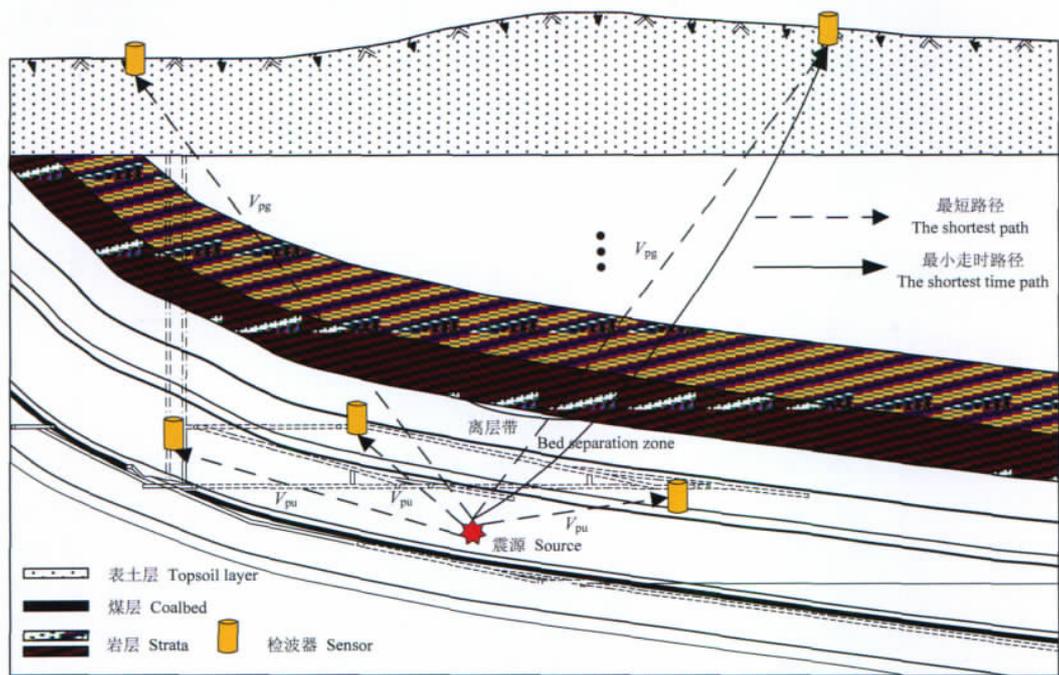


图 1 震动波在层状岩层和离层带中的传播特征

Fig. 1 Propagation characteristic of microseismic wave in layered strata and bed separation zone

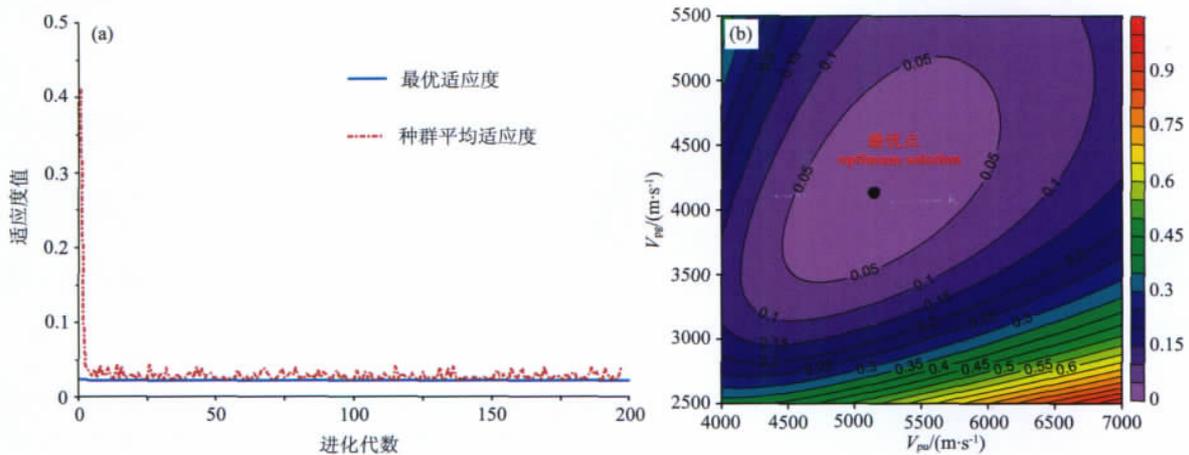


图 2 以 10 个爆破信号的到时残差为目标函数求解速度模型中的  $V_{pu}$  和  $V_{pg}$

(a) 到时残差适应度值随进化代数的变化曲线; (b) 最小到时残差等值线。

Fig. 2 Using ten blasting signals to solve the  $V_{pu}$  and  $V_{pg}$  in the velocity vector by the arrival time residual model

(a) Curves of fitness of arrival time residual with generation; (b) Contour line of minimum arrival time residual.

之间的距离作为适应度函数。

## 4 现场应用

### 4.1 某矿异向波速模型构建与求解

某矿安装微震监测系统后,一直采用统一的简化波速模型,定位过程中发现定位误差较大,震源比较分散。经过分析发现,地面检波器的到时误差比较大,应采用异向波速模型。在该矿 7206 工作面轨道

顺槽掘进过程中记录了大量卸压爆破数据,由于记录比较详细,卸压爆破的位置和时间都非常准确,是非常好的速度模型求解资料。

该矿微震台网共安装探头 12 个,其中可以使用的检波器数目 10 个,2 个在地面,8 个在井下,各台站坐标见表 1。异向波速模型向量  $V = [V_{pu} V_{pu} V_{pu} V_{pu} V_{pu} V_{pu} V_{pg} V_{pu} V_{pu} V_{pg}]$ 。7206 工作面掘进过程中,共选取震动信号 29 个,其中爆破信号 24 个,强矿震信号 5 个。24 个爆破信号中有 14 个信号为验证信号。

表 1 台站坐标

Table 1 Station coordinates of the microseismic network

编号	坐标		
	X/m	Y/m	Z/m
1	3864466.8	39478794.5	-902.2
2	3864131.6	39482260.4	-737.5
3	3863577.7	39478134.4	-734.5
4	3864772.9	39479980.5	-742.2
5	3861605.5	39478582.7	-837.6
6	3862219.9	39478336.8	-1021.2
7	3865859.5	39479664.4	-192.2
8	3863408.5	39483831.5	-732.4
9	3863978.8	39480892.4	-572.9
10	3864231.6	39478506.7	-193.5

首先选取 10 个爆破信号采用到时残差的目标函数形式求解模型. 根据各种岩石波速的变化范围, 求解算法中设置  $V_{pu}$  取值范围为  $[3000\ 7000]$  m/s,  $V_{pg}$  取值范围为  $[2500\ 5500]$  m/s. 从图 2a 中可以看出, 采用遗传算法后, 在运算到第 27 代时, 目标函数就已收敛到最优解. 异向波速模型向量  $\mathbf{V}$  中  $V_{pu} = 5147.4$  m/s,  $V_{pg} = 4134.9$  m/s. 为验证算法求解结果的准确性, 采用穷举法<sup>[20]</sup> 进行搜索, 又绘制了如图 2b 所示的井上与井下速度与目标函数值关系的等值线图, 而最优点正好处于最小到时残差等值线所包围的区域.

其次, 10 个爆破信号不变, 改为采用式(5)的目标函数形式进行求解. 除进化代数外, 求解算法中的各参数设置与以上相同. 如图 3, 所求异向波速模型

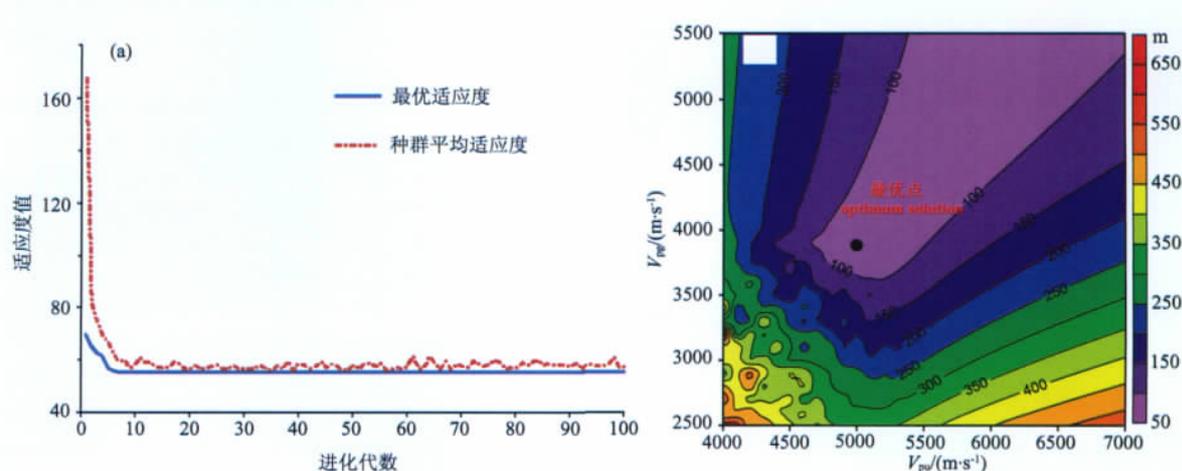


图 3 以 10 个爆破信号的距离参差为目标函数求解速度模型中的  $V_{pu}$  和  $V_{pg}$   
(a) 距离残差适应度值随进化代数的变化曲线; (b) 最小距离残差等值线.

Fig. 3 Using ten blasting signals to solve the  $V_{pu}$  and  $V_{pg}$  in the velocity vector by the source location error model  
(a) Curves of fitness of source location error with generation; (b) Contour line of minimum source location error.

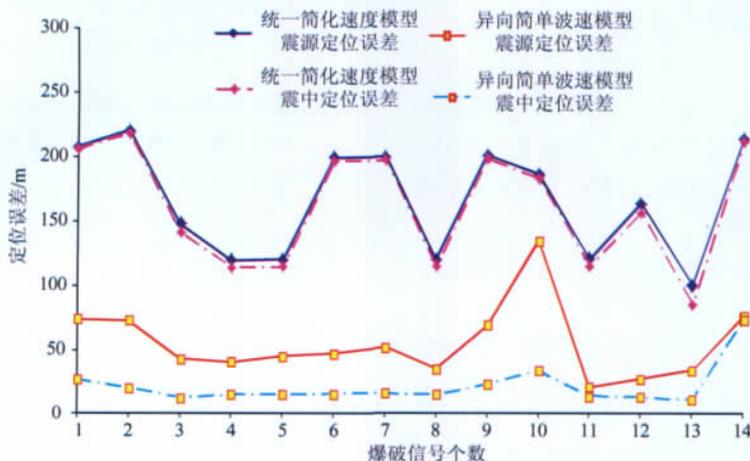


图 4 7206 轨道巷卸压爆破信号分别在统一简化波速模型和异向波速模型下计算的定位误差曲线  
Fig. 4 Curves of source location errors calculated respectively by isotropic velocity model and anisotropic velocity model for distress blasting signals from 7206 roadway

向量  $V$  中  $V_{pu} = 4997 \text{ m/s}$ ,  $V_{pg} = 3885.6 \text{ m/s}$ .

最后,以上 10 个爆破信号不变,再加上 5 个强矿震信号以式(4)为目标函数求解.求得  $V_{pu} = 5111.7 \text{ m/s}$ ,  $V_{pg} = 4124.1 \text{ m/s}$ .

#### 4.2 模型有效性验证

采用 CMEAS 算法对剩余的 14 个卸压爆破震动信号进行定位,定位选用以上采取三种不同策略获得的波速模型.在评价过程中,认为计算得到的震源位置越接近放炮位置,其波速模型越准确.选用式(5)作为模型有效性的评价模型.计算对应三种模型的目标函数值分别为 55.7、61.8 和 56.8.由此可看出,此处走时残差法优于定位误差法.

利用求得的最优异向波速模型与之前的统一的简化波速模型进行对比,如图 4,定位误差相对之前有了很大的改善,震源误差平均值从 165 m 降到了 55 m,震中误差从 161 m 则降到了 21.5 m.为进一步减低定位误差,还需从微震台网的优化布设方面解决.

## 5 结 论

(1)基于煤矿煤岩层层状赋存和离层带特点,构建矿井尺度的微震监测系统异向波速模型,模型  $V$  中包括井下速度  $V_{pu}$  和地面速度  $V_{pg}$ .

(2)利用煤矿中产生的强矿震和爆破信号,构建不同组合条件下的到时残差优化模型和定位误差优化模型.若只使用爆破信号,则可以采用定位误差模型和到时残差优化模型;若混合使用强矿震信号与爆破信号或只使用强矿震信号,则只能采用到时残差优化模型.

(3)在某矿对两种信号组合条件下,基于到时残差优化模型和定位误差优化模型制定了三种方案,采用遗传算法与 CMEAS 算法进行了异向波速模型求解.结果发现只使用爆破信号的走时残差法最优,其次是混有强矿震信号的走时残差法,而仅使用爆破信号的定位残差法最差.

(4)相对统一的简化波速模型,对验证信号的定位结果发现,定位误差有了很大的改善.震源误差平均值从 165 m 降到了 55 m,震中误差从 161 m 则降到了 21.5 m.为进一步减低定位误差,还需从微震台网的优化布设方面解决.

#### 参考文献(References)

[1] 窦林名,赵从国,杨思光.煤矿开采冲击矿压灾害防治.徐

州:中国矿业大学出版社,2006.

Dou L M, Zhao C G, Yang S G. Prevention and Control of Rock Burst in Coal Mine (in Chinese). Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2006.

[2] 齐庆新,窦林名.冲击地压理论与技术.徐州:中国矿业大学出版社,2008.

Qi Q X, Dou L M. Theory and Technology of Rock Burst (in Chinese). Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2008.

[3] 姜福兴,杨淑华,成云海等.煤矿冲击地压的微地震监测研究.地球物理学报,2006,49(5):1511-1516.

Jiang F X, Yang S H, Cheng Y H, et al. A study on microseismic monitoring of rock burst in coal mine. *Chinese J. Geophys.* (in Chinese), 2006, 49(5): 1511-1516.

[4] 姜福兴,苗小虎,王存文等.构造控制型冲击地压的微地震监测预警研究与实践.煤炭学报,2010,35(6):900-903.

Jiang F X, Miao X H, Wang C W, et al. Predicting research and practice of tectonic-controlled coal burst by microseismic monitoring. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 2010, 35(6): 900-903.

[5] 曹安业,窦林名,秦玉红等.高应力区微震监测信号特征分析.采矿与安全工程学报,2007,24(2):146-149.

Cao A Y, Dou L M, Qin Y H, et al. Characteristic of microseismic monitoring signal in high stressed zone. *Journal of Mining & Safety Engineering* (in Chinese), 2007, 24(2): 146-149.

[6] 魏东,贺贺,秦原峰等.相邻采空区关键层失稳诱发矿震机理研究.煤炭学报,2010,35(12):1957-1962.

Wei D, He H, Qin Y F, et al. Study on mechanism of mining tremor induced by key strata instability in the gob beside the working face. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 2010, 35(12): 1957-1962.

[7] 李铁,蔡美峰,纪洪广等.强矿震预测的研究.北京科技大学学报,2005,27(3):260-263.

Li T, Cai M F, Ji H G, et al. Study on forecasting strong mining-induced earthquake. *Journal of University of Science and Technology Beijing* (in Chinese), 2005, 27(3): 260-263.

[8] 夏永学,康立军,齐庆新等.基于微震监测的 5 个指标及其在冲击地压预测中的应用.煤炭学报,2010,35(12):2011-2016.

Xia Y X, Kang L J, Qi Q X, et al. Five indexes of microseismic and their application in rock burst forecastion. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 2010, 35(12): 2011-2016.

[9] 吕进国,潘立.微震预警冲击地压的时间序列方法.煤炭学报,2010,35(12):2002-2005.

Lü J G, Pan L. Microseismic predicting coal bump by time series method. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 2010, 35(12): 2002-2005.

[10] 巩思恩,窦林名,曹安业等.煤矿微震监测台网优化布设研究.地球物理学报,2010,53(2):457-465.

- Gong S Y, Dou L M, Cao A Y, et al. Study on optimal configuration of seismological observation network for coal mine. *Chinese J. Geophys.* (in Chinese), 2010, 53(2): 457-465.
- [11] 巩思园, 窦林名, 马小平等. 提高煤矿微震定位精度的最优通道个数的选取. *煤炭学报*, 2010, 35(12): 2017-2021.  
Gong S Y, Dou L M, Ma X P, et al. The method to identify the optimal channel numbers for increasing the location accuracy of microseismic events in coal mine. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 2010, 35(12): 2017-2021.
- [12] 姜福兴, 宋广东, 孔令海等. 微地震波在煤矿岩层中的传播特征研究. *岩石力学与工程学报*, 2008, 28(增 1): 2674-2679.  
Jiang F X, Song G D, Kong L H, et al. Research on spread characteristics of micro-seismic wave in mine strata. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering* (in Chinese), 2008, 28(Suppl. 1): 2674-2679.
- [13] 李会义, 姜福兴, 杨淑华. 基于 Matlab 的岩层微地震破裂定位求解及其应用. *煤炭学报*, 2006, 31(2): 154-158.  
Li H Y, Jiang F X, Yang S H. Research and application of microseismic monitoring location of strata fracturing based on Matlab. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 2006, 31(2): 154-158.
- [14] 陈炳瑞, 冯夏庭, 李庶林等. 基于粒子群算法的岩体微震源分层定位方法. *岩石力学与工程学报*, 2009, 28(4): 740-749.  
Chen B R, Feng X T, Li S L, et al. Microseism source location with hierarchical strategy based on particle swarm optimization. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering* (in Chinese), 2009, 28(4): 740-749.
- [15] 王进强, 姜福兴, 吕文生等. 地震波传播速度原位试验及计算. *煤炭学报*, 2010, 35(12): 2059-2063.  
Wang J Q, Jiang F X, Lü W S, et al. Microseismic wave propagation velocity in situ experiment and calculation. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 2010, 35(12): 2059-2063.
- [16] Lurka A, Swanson P. Improvements in seismic event locations in a deep western U. S. coal mine using tomographic velocity models and an evolutionary search algorithm. *Mining Science and Technology*, 2009, 19(15): 599-603.
- [17] Auger A, Hansen N. Performance evaluation of an advanced local search evolutionary algorithm. *The 2005 IEEE Congress on Evolutionary Computation*, 2005, 2: 1777-1784.
- [18] 巩思园, 窦林名, 李志华等. 混合遗传算法在矿震定位中的应用. // 2008 全国冲击地压研讨会论文集. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2008: 137-141.  
Gong S Y, Dou L M, Li Z H, et al. Mixed genetic algorithm application on the location of mine tremor. // Proc. of the coal mine rockburst (in Chinese). Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2008: 137-141.
- [19] 巩思园. 矿震震动波波速层析成像原理及其预测煤矿冲击危险应用实践. 徐州: 中国矿业大学, 2010.  
Gong S Y. Research and application of using mine tremor velocity tomography to forecast rockburst danger in coal mine (in Chinese). Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2010.
- [20] 巩思园, 窦林名, 马小平等. 提高煤矿微震定位精度的台网优化布置算法. *岩石力学与工程学报*, 2012, 31(1): 8-17.  
Gong S Y, Dou L M, Ma X P, et al. Optimization algorithm of network configuration for improving location accuracy of microseism in coal mine. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering* (in Chinese), 2012, 31(1): 8-17.

(本文编辑 胡素芳)



文章编号: 1673-3363-(2012)01-0067-05

## 29 冲击倾向煤岩纵波波速与应力关系试验研究

巩思园<sup>1,2</sup>, 窦林名<sup>2</sup>, 徐晓菊<sup>3</sup>, 何江<sup>2</sup>, 陆莱平<sup>2</sup>, 贺虎<sup>2</sup>

(1. 中国矿业大学信息与电气工程学院, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116; 3. 徐州工程学院信电工程学院, 江苏 徐州 221008)

**摘要** 为了弄清煤矿中冲击矿压现象的发生机理, 在实验室单轴条件下对冲击倾向性煤岩样的应力与纵波波速耦合关系进行了研究, 建立了两者关系的试验模型, 并对模型参数进行了分析。研究表明: 1) 岩样纵波波速对应力的敏感程度要高于煤样, 即随应力增加, 纵波波速变化更快; 2) 冲击倾向煤岩试样在弹性阶段纵波波速变化梯度大, 塑性阶段波速变化趋于平缓, 它表明应力与纵波波速间具有幂函数关系, 与实测值的相关系数计算说明, 模型具有较高的拟合度, 能准确描述应力与波速的变化关系, 并服务于现场层析成像冲击危险性计算。

**关键词** 单轴; 冲击倾向; 煤岩样; 应力; 纵波波速; 试验关系模型

中图分类号 TD 324

文章标识码: A

### Experimental Study on the Correlation Between Stress and P-Wave Velocity for Burst Tendency Coal-Rock Samples

GONG Si-yuan<sup>1,2</sup>, DOU Lin-ming<sup>2</sup>, XU Xiao-ju<sup>3</sup>, HE Jiang<sup>2</sup>, LU Cai-ping<sup>2</sup>, HE Hu<sup>2</sup>

(1. School of Information and Electrical Engineering, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 2. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 3. Department of Information and Electrical Engineering, Xuzhou Institute of Technology, Xuzhou, Jiangsu 221008, China)

**Abstract** To explore the mechanism of rockburst, we established the experimental model between stress and P-wave velocity for burst tendency coal and rock samples from deep coal mine under the uniaxial loadings, and analyzed the parameters of the derived model. The results show that: 1) the P wave velocity in rock sample changes more sensitively than that in coal sample under loadings, which means the P wave velocity in rock sample changes more quicker with the increase of stress; 2) the velocity gradient of the sample is usually high at the elastic stage and then begins to level out at the plastic stage under the uniaxial loading, which shows that a power function is exist between the P-wave velocity and stress. The calculated correlation coefficients to measured value show that the experimental model has high fitness, and can be well used to describe the stress distribution and identify the risk level of rockburst in mines.

**Key words** uniaxial; burst tendency; coal-rock sample; stress; P-wave velocity; experimental model

煤矿中许多动力现象的发生都与应力密切相关, 冲击矿压也是煤矿开采后应力调整的结果<sup>[1-2]</sup>, 因此, 对煤岩体内应力分布的研究是分析预测冲击

矿压危险性和其他一些动力显现现象的基础。而利用矿震震动波速层析成像就是通过层析成像技术获得反演区域内波速的大小<sup>[3-4]</sup>, 从而反映出应力的

收稿日期: 2011-07-26

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2010CB226805); 江苏高校优势学科建设工程项目; 江苏省博士后科研计划项目(1002004B); 煤炭资源与安全开采国家重点实验室自主研究课题项目(SKLCRSM10X05); 教育部新世纪优秀人才支持计划项目(NCET-10-0769); 江苏省研究生科研创新计划项目(CX08B\_124Z)

作者简介: 巩思园(1983-), 男, 安徽省淮北市人, 博士后, 从事冲击矿压方面的研究。

E-mail: gsy\_cumt@163.com

Tel: 0516-83995904

分布情况。这一方法的理论基础就在于，岩石在应力作用下所引起的纵波波速的改变。

目前国内外众学者已取得震动波速与煤岩体的弹性模量，孔隙率和裂缝，含水率，温度及岩性等关系，但研究成果未涉及冲击倾向煤岩样在单轴应力作用下纵波波速变化特征的研究<sup>[5-17]</sup>，因此，本文在实验室条件下研究煤岩块在单轴加载方式下纵波波速与应力之间的关系，建立应力与纵波波速间的试验关系模型，从而为通过反演波速进行应力分布特征的研究和冲击危险预测预报打下基础。

## 1 煤岩样纵波波速测定和加载系统

### 1.1 试样加工

从三河尖(S)，星村(X)，鲍店(B)和忻州窑(X<sub>Z</sub>)4个深部矿区选取具有冲击倾向的煤岩样。试样加工遵照煤炭行业标准《煤和岩石物理力学性质测定方法》的相关规定执行。首先将煤岩块夹持在钻石机的加工平台上，用金刚石钻头钻取φ50 mm的煤岩试样，然后将煤岩试样锯成高约90~110 mm的圆柱体，最后将煤或岩石试件两端磨平，研磨时要求试件两端面不平行度不大于1 mm，上、下端直径的偏差不大于2 mm。各个试样尺寸及重量见表1，加工后的试样如图1。

表1 实验试样尺寸  
Table 1 Parameters of samples in experiment

试样	直径/mm	高/mm	重/g
X <sub>Z</sub> Y3	49.75	94.49	441.36
BY3	56.04	97.17	607.57
XY3	49.34	95.33	468.64
SY3	49.41	95.20	464.8
X <sub>Z</sub> M3	49.49	106.38	264.36
SM3	49.11	97.89	244.68

注：首字母代表矿区，第二个字母代表试样类型，“3”代表单轴加载方案



图1 煤岩样照片

Fig.1 Photos of coal and rock samples

### 1.2 声波测试原理及方法

试验测试针对试样强度和密度不同，可选用

200, 300, 400 V等3个不同的脉冲电压信号，纵波的激发和接收频率均为500 kHz。试样上下两端部各垫有0.3 mm厚纯铝箔，以减弱或消除试样端部不平整对测试信号强度的影响。根据测量信号的强弱，对试样预加少量荷载，测试并调节接收传感器测得的声波信号的增益、示波器显示电压和时间的单位刻度代表的量值，设置自动采集的时间增量，并保存该设置文件。试验加载中，首先运行设置文件，并按设置文件中预设的时间增量自动触发脉冲电压进行数据采集和保存。

对于煤岩试样加载过程中记录的波形信号，其纵波波速可通过下式计算

$$V_p = \frac{L(1-\varepsilon)}{T_2 - T_1} \quad (1)$$

式中： $V_p$ 为纵波波速，m/s； $T_1$ 为纵波开始传播时间； $T_2$ 为探头接收到纵波时间； $L$ 为试样未加载前高度； $T_2 - T_1$ 为加载中通过长度 $L(1-\varepsilon)$ 传播时间。

试样的纵波起始点可由图2所示的方法确定。试样通过的纵波传播时间为激发脉冲电压的起点与纵波接收波形的起始点间的时差。试样的纵波传播时间如图2，图中两虚线间的时差即为通过试样的纵波传播时间。

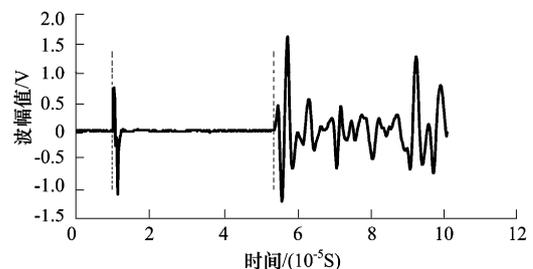


图2 纵波波速测量原理图

Fig.2 Principle of calculating the P wave velocity

### 1.3 实验系统

试验在四川大学水利水电学院 MTS815 Flex Test GT 岩石与混凝土材料特性试验机上进行。该机轴向荷载最大4 600 kN，单轴引伸计纵向量程±4 mm，横向量程-2.5~+12.5 mm，三轴横向引伸计量程+8~-2.5 mm，围压140 MPa，渗透压力140 MPa，渗透压差30 MPa，直接拉伸荷载最大2 300 kN，轴压、围压及渗透压力的振动频率可达5 Hz以上，各测试传感器的测试精度均为当前等比标定量程点的0.5%。纵波波速测试采用TDS3014，5077PR和3499B超声波实时监测、记录。超声波系统与MTS815Flex test GT试验机同时工作，共同构成了岩石力学试验测试中的纵波实时监测和显

示, 为研究纵波波速和应力的关系提供硬件基础。MTS815 和超声波仪器工作原理如图 3, 试验过程中, 利用安装于试样两端加载压头内的超声波激发、接收探头, 通过超声波激发、采集系统, 按时间增量(采用 3s)设定整个试验过程中纵波自动激发、显示, 并把获得的波形信息记录于既定文件。

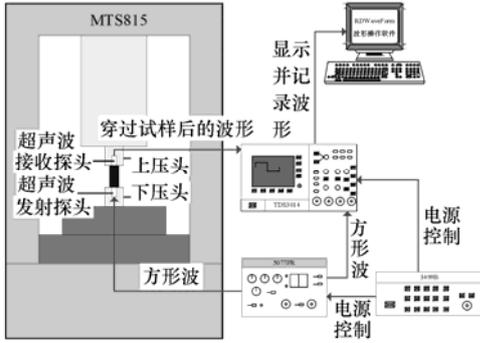


图3 超声波测试系统与 MTS815 伺服机的工作流程图  
Fig.3 Work flow chart of ultrasonic system and MTS815 load frame

## 2 实验内容及方案

煤岩试样在单轴加载条件下进行纵波波速测试, 加载控制方法依照《标准》和《规范》进行设定, 试样在塑性屈服前均采用轴向荷载控制, 测试参数包括轴向应变、轴向应力和通过试样的纵波波

速值, 如图 4, 对煤岩样进行单轴压缩直至破坏, 煤岩样轴压加载速率分别为 5, 15 MPa/min, 进入塑性屈服阶段后采用横向变形控制, 其速率由小到大分别为 0.02, 0.04 和 0.08 mm/min, 试样进入塑性大变形后横向引伸计测量量程可控制试验得到峰值后荷载及变形。

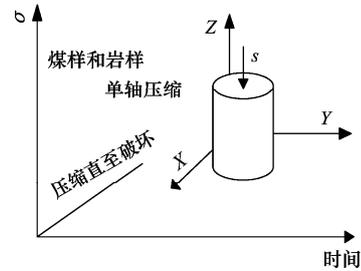


图4 煤岩样的单轴压缩方案示意图

Fig.4 The overall uniaxial compression process of coal and rock samples

## 3 单轴加载条件下纵波波速与应力的耦合关系

### 3.1 煤岩不同加载阶段的纵波波速变化特征分析

通过单轴压缩实验获得 6 个煤岩样从压缩到破坏的应力应变曲线及超声波测试结果。煤岩样的应力应变曲线和纵波波速如图 5 所示。

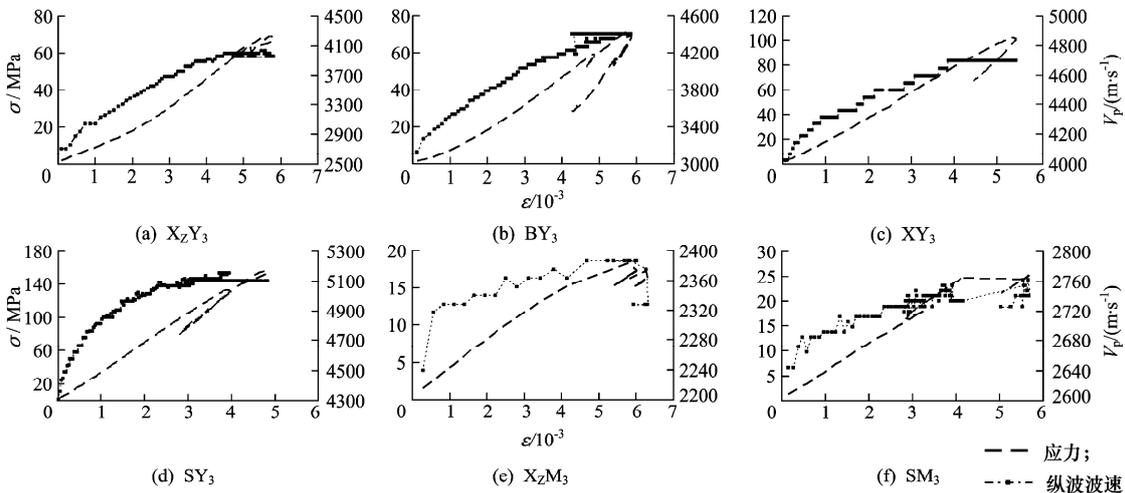


图5 单轴压缩下应力应变与纵波波速的关系

Fig.5 The relation between stress-strain and P wave velocity under uniaxial compression

测试结果表明, 纵波波速都随应力的增加而增加, 其中岩样比煤样更加明显。试样中由应力引起的波速变化量为最大 1 322 m/s, 最小 117 m/s。由于岩样中波速变化都大于煤样, 故岩样对应力增加的敏感度要大于煤样。而不同岩样之间也存在很大差别, 最大差别量达到 1 017.8 m/s, 相比之下煤样

之间波速变化量相差不大。因此, 煤岩样内的纵波波速不仅与其受到的载荷有关, 还与煤岩性质、裂隙发育关系很大。

在试验中控制程序运行前, 虽通过施加约 0.5 MPa 的预压载荷使试件与上下加载压头紧密接触。所有试样在压密阶段, 纵波都由初始较低波速快速

增加,从图5中可看出在该阶段内波速增幅最大,因煤岩样在载荷作用下的压实作用使细微裂隙闭合,导致受压颗粒间接触更加紧密所致。在弹性阶段内随荷载增加,煤岩样变形具有线性特征,此阶段颗粒间的缝隙进一步被压实,但与压密阶段相比,由于孔隙压力的增加,这种缝隙密度的变化相比初始阶段开始变小,波速增加的幅度也开始降低。图5中BY<sub>3</sub>、X<sub>2</sub>Y<sub>3</sub>表现出较强的线性规律,XY<sub>3</sub>、SY<sub>3</sub>次之,X<sub>2</sub>M<sub>3</sub>和SM<sub>3</sub>则具有阶梯形式的线性规律。进入裂隙产生和裂隙增多阶段后,尽管试样已发生损伤,且体积变形也在增大,但该损伤主要表现为颗粒间的位错和滑移,因此波速在该阶段无明显的增减。在微观裂隙贯通形成宏观裂缝阶段,纵波波速基本保持原值,无太大变化,这主要是在轴向荷载作用下的颗粒间的位错和滑移使试样发生侧向膨胀,导致颗粒间产生垂直于加载方向的拉应力,沿平行于加载方向形成微观裂纹。平行于加载方向产生的微裂纹对纵波波速的传播几乎无太大影响。只是在产生较大横向裂隙的X<sub>2</sub>M<sub>3</sub>试样中出现纵波波速下降的情况。

### 3.2 单轴压缩下应力与纵波波速的试验关系模型

以上结果说明单轴压缩条件下,煤岩试样总是在应力作用的开始阶段时,纵波波速变化有较高梯度,而随应力不断增加,纵波波速的上升幅度减缓,并逐渐趋于水平。在应力升高到一定阶段后,影响波速的因素不再随应力的增加而调整。这种现象表

明应力与波速间具有某种幂函数关系,据此可得出试验关系模型描述应力和纵波波速间的耦合关系。

$$V_p = \phi(\sigma)^\psi \quad (2)$$

式中  $\phi$  和  $\psi$  为拟合和选择的参数值。

试验计算出的两者相关系数采用下式获得

$$\rho_{xy} = \frac{E(XY) - E(X)E(Y)}{\sqrt{E(X^2) - E^2(X)}\sqrt{E(Y^2) - E^2(Y)}}, \quad (3)$$

式中:  $E$  为数学期望;  $X$  和  $Y$  分别为计算波速和实测纵波波速。

利用试验关系模型(3)对6个煤岩样的应力与纵波波速之间进行了拟合分析,拟合结果见图6所示。由图6可知,在低轴向应力阶段,计算的纵波变化较快,随着轴向应力的不断增加,曲线慢慢平缓,这与实际监测结果吻合,说明模型能体现弹性和塑性阶段的纵波波速变化规律。利用式(3)计算了试验关系模型得到的两者之间的相关系数,发现应力与波速间都具有很强的相关性,几个试样的平均相关系数达到0.86,说明试样中纵波波速随应力的增加而增加,且满足幂函数的形式。从相关系数可看出,单轴压缩条件下,试验关系模型具有很好的拟合度,在破坏前能准确地描述应力与纵波波速的耦合关系。对比6个煤岩样拟合的参数值  $\phi$  和  $\psi$ ,发现  $\phi$  一般由试样开始加载时的波速值决定,为无载荷下的波速值,与应力无关,应是由试样的固有性质决定。而波速上升越快的,其  $\psi$  值也越大,它体现纵波波速对应力的敏感程度。

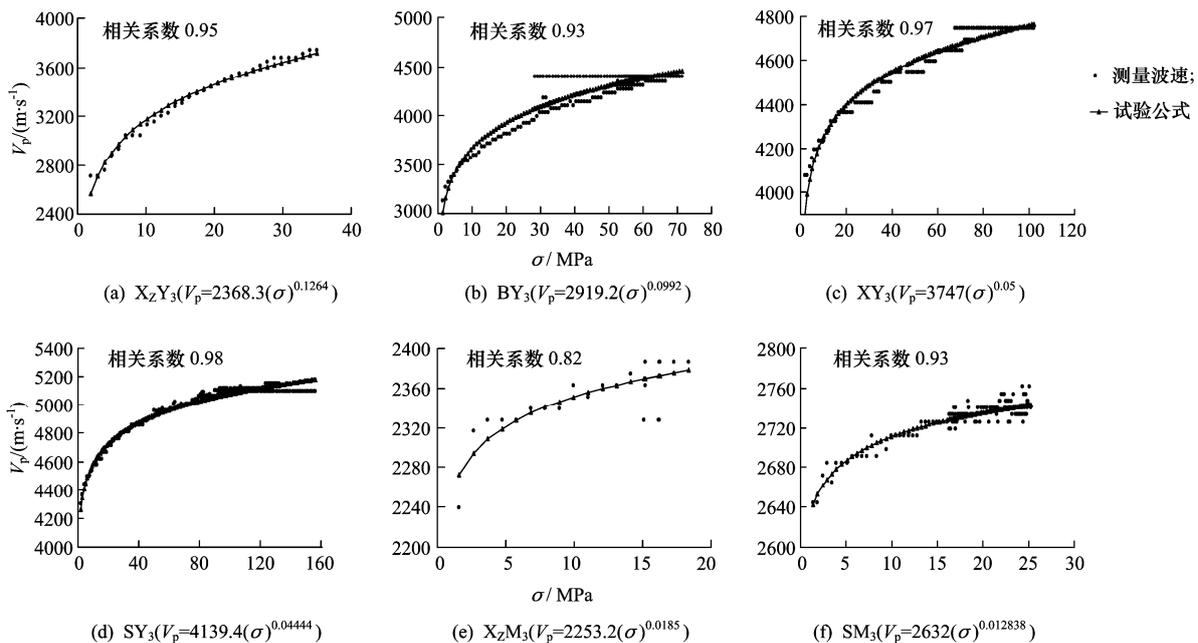


图6 应力与模型计算的纵波波速间的关系

Fig.6 The relation between the stress and P wave velocity calculated by laboratorial formula

## 4 结 论

1) 无论煤岩试样, 纵波波速都随应力增加而增加, 岩样纵波波速对应力敏感程度要高于煤样。

2) 单轴实验条件下, 当冲击倾向煤岩样变形处于压密阶段时, 应力使得细微裂隙闭合, 促使颗粒间接触更加紧密, 导致纵波波速快速增加。弹性阶段时, 煤岩样变形具有线性特征, 因裂隙密度相比初始阶段变化较小, 波速增加的幅度开始降低。在进入塑性区后, 试样发生损伤且体积变形也在增大, 但该损伤主要为颗粒间位错和滑移, 因此波速在该阶段无明显增减。当微观裂隙大量形成并贯通形成裂缝时, 纵波波速基本保持原值, 这主要因沿平行于加载方向形成的裂纹对纵波波速影响较小。

3) 单轴条件下, 冲击倾向煤岩试样在弹性阶段纵波波速变化梯度大, 塑性阶段波速变化趋于平缓的特征表明两者间具有某种幂函数关系, 由纵波测量结果建立了单轴条件下的应力与纵波波速的试验关系模型, 与实测值的相关系数计算结果说明, 模型具有较高的拟合度, 能描述应力与纵波波速的变化关系, 并服务于现场冲击危险性计算。

### 参考文献:

- [1] 窦林名, 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.
- [2] 齐庆新, 窦林名. 冲击地压理论与技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2008.
- [3] 巩思园. 矿震震动波波速层析成像原理及其预测煤矿冲击危险应用实践[D]. 徐州: 中国矿业大学矿业工程学院, 2010.
- [4] LURKA A. Location of high seismic activity zones and seismic hazard assessment in Zabrze Bielszowice coal mine using passive tomography[J]. *China University Mining & Technology*, 2008, 18: 177-181.
- [5] ADAMS L, WILLIAMSON E. On the compressibility of minerals and rocks at high pressures[J]. *Journal of the Franklin Institute*, 1923, 195: 475-531.
- [6] SHARMA P. *Geophysical Methods in Geology*[M]. New York: Elsevier, 1986.
- [7] WYLLIE R, GREGORY A, GARDNER G. An experimental investigation of factors affecting elastic wave velocities in porous media[J]. *Geophysics*, 1958, 23(3): 459-493.
- [8] TOKSÖZ M, CHENG C, TIMUR A. Velocities of seismic waves in porous rocks[J]. *Geophysics*, 1976, 41(4): 621-635.
- [9] SEYA K, SUZUKI I, FUJIWARA H. The change in ultrasonic wave velocities in triaxially stressed brittle rock[J]. *Journal of Physics of the Earth*, 1979, 27(5): 409-421.
- [10] YOUNG R, MAXWELL S. Seismic characterization of a highly stressed rock mass using tomographic imaging and induced seismicity[J]. *Journal of Geophysical Research*, 1992, 97(B9): 12361-12373.
- [11] YALE D. Recent advances in rock physics[J]. *Geophysics*, 1985, 50(12): 2480-2491.
- [12] 李元辉, 赵兴东, 赵有国, 等. 不同条件下花岗岩中声波传播速度的规律[J]. *东北大学学报*, 2006, 27(9): 1030-1033.  
LI Yuan-hui, ZHAO Xing-dong, ZHAO You-guo, et al. Propagation law of wave velocity in granite sample under different conditions[J]. *Journal of Northeastern University*, 2006, 27(9): 1030-1033.
- [13] 邵明申, 李黎, 李最雄. 龙游石窟砂岩在不同含水状态下的弹性波速与力学性能[J]. *岩石力学与工程学报*, 2010, 29(增刊): 3514-3517.  
SHAO Ming-shen, LI Li, LI Zui-xiong. Elastic wave velocity and mechanical properties of sandstone under different water contents at longyou grottoes[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2010, 29(Supp): 3514-3517.
- [14] JONES L, WANG H. Ultrasonic velocities in Cretaceous shales from the Williston basin[J]. *Geophysics*, 1981, 46(3): 288-296.
- [15] NUR A, SIMMONS G. Stress-induced velocity anisotropy in rock: an experimental study[J]. *Journal of Geophysical Research*, 1969, 74(27): 6667-6674.
- [16] 闫治国, 朱合华, 邓涛, 等. 三种岩石高温后纵波波速特性的试验研究[J]. *岩土工程学报*, 2006, 28(11): 2010-2014.  
YAN Zhi-guo, ZHU He-hua, DENG Tao, et al. Experimental study on longitudinal wave characteristics of tuff, granite and breccia after high temperature[J]. *Chinese Journal of Geotechnical Engineering*, 2006, 28(11): 2010-2014.
- [17] 赵明阶, 吴德伦. 单轴加载条件下岩石声学参数与应力的关系研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 1999, 18(1): 50-54.  
ZHAO Ming-jie, WU De-lun. Ultrasonic velocity and attenuation of rock under uniaxial loading[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 1999, 18(1): 50-54.



何江, 窦林名, 蔡武等. 薄煤层动静组合诱发冲击地压的机制[J]. 煤炭学报, 2014, 39(11): 2177-2182. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2013.1603  
He Jiang, Dou Linming, Cai Wu et al. Mechanism of dynamic and static combined load inducing rock burst in thin coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(11): 2177-2182. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2013.1603

## 30 薄煤层动静组合诱发冲击地压的机制

何江<sup>1,2,3</sup> 窦林名<sup>1,2,3</sup> 蔡武<sup>1,2,3</sup> 李振雷<sup>1,2,3</sup> 丁言露<sup>1,2,3</sup>

(1. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116; 3. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116)

**摘 要:** 理论分析了动静组合诱发冲击地压的应力条件和能量转化过程, 揭示了动静组合诱发冲击地压机制, 数值计算分析了工作面应力分布特征与煤厚之间的关系, 采用微震监测数据分析了卸压爆破产生的应力波传播规律, 并分析研究了薄煤层动静载特征及诱发冲击地压过程。结果表明: 薄煤层工作面应力集中程度较厚煤层高, 峰值应力区距离煤壁较近, 应力梯度较大; 采动动载直接与高应力叠加, 且开采导致的应力降以及单位体积煤体释放的弹性变形能远高于厚煤层, 在动静组合作用下, 薄煤层工作面易于达到动静组合诱发冲击地压的应力和能量条件, 显著符合动静组合诱冲机制。最后基于动静载组合诱发薄煤层冲击地压的机制, 探讨了薄煤层冲击地压防治原则和技术方法。

**关键词:** 薄煤层; 冲击地压; 动静组合; 动载; 静载

**中图分类号:** TD324      **文献标志码:** A      **文章编号:** 0253-9993(2014)11-2177-06

### Mechanism of dynamic and static combined load inducing rock burst in thin coal seam

HE Jiang<sup>1,2,3</sup>, DOU Lin-ming<sup>1,2,3</sup>, CAI Wu<sup>1,2,3</sup>, LI Zhen-lei<sup>1,2,3</sup>, DING Yan-lu<sup>1,2,3</sup>

(1. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 2. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education of China, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 3. State Key Laboratory of Coal Resource and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** The stress condition and energy conversion of rock burst caused by dynamic and static combined load were theoretically analyzed. Accordingly the mechanism of rock burst induced by dynamic and static combined load was proposed. In addition, the stress features around the workface under different coal seam thicknesses were numerically studied. Subsequently, the transmitting law of stress wave caused by stress releasing blasting was analyzed using micro-seismic monitoring system. The dynamic and static combined load characteristics of thin coal seam and the rock burst induced were studied. The results show that the stress concentration at thin coal seam is much higher than that at thick one, and the peak stress zone is much close to coal wall, and the stress gradient is larger. As the dynamic load caused by mining directly acts on the high stress zone, and the stress drop caused by mining, and the elastic energy releasing density in volume is higher than that of thick one, as a result of the combined effects of stress and energy, the rock burst risk liability of thin coal seam mining work face is higher than that of thick one, and the rock burst mechanism of

收稿日期: 2013-11-04      责任编辑: 常琛

基金项目: 国家自然科学基金和神华集团有限公司联合资助项目(51174285); 江苏高校优势学科建设工程资助项目(SZBF2011-6-B35); 国家“十二五”科技支撑计划资助项目(2012BAK09B01)

作者简介: 何江(1984—), 男, 重庆合川人, 讲师, 博士。Tel: 0516-83885206, E-mail: hejiang@cumt.edu.cn。通讯作者: 窦林名(1963—), 男, 青海平安人, 教授, 博士生导师。Tel: 0516-83995904, E-mail: lmdou@cumt.edu.cn

thin coal seam obviously corresponds with that of dynamic and static combined load inducing. Based on the mechanism of rock burst caused by the interaction of dynamic and static load, the principles and technologies in controlling rock burst were developed for thin coal seam.

**Key words:** thin coal seam; rock burst; dynamic and static combined load; dynamic load; static load

我国薄煤层资源储量约占煤炭总储量的 20.0%。84.2% 已探明的矿区有薄煤层分布,其中安徽薄煤层储量占煤炭总储量的 72.0%,四川薄煤层储量占煤炭总储量的比例达到 51.8%<sup>[1]</sup>。随着厚及中厚煤层资源逐渐枯竭,薄煤层逐渐成为主采煤层。受到其他煤层残采区集中应力影响,薄煤层开采易发生冲击地压灾害。由于薄煤层特殊的结构特征,单一薄煤层工作面冲击地压也较为严重。薄煤层冲击地压呈逐年增强的趋势,影响了矿井的安全高效生产。

目前冲击地压研究主要针对厚及中厚煤层<sup>[2-4]</sup>。冲击地压防治理论及技术也主要适用于厚及中厚煤层开采。文献检索表明,国内外对薄煤层冲击地压的研究尚不深入,多为煤矿技术人员的经验介绍。薄煤层冲击地压防治具有较大的盲目性,防治效果有待提高。动静组合诱发冲击地压现象被普遍接受<sup>[6]</sup>,但研究较少。彭维红、秦昊等<sup>[7-8]</sup>采用数值模拟研究了动载作用下巷道冲击破坏现象;夏昌敬等<sup>[9]</sup>采用分离式 Hopkinson 压杆装置对冲击荷载下不同孔隙率人造岩石能量耗散特性进行了试验研究;李夕兵等<sup>[10-11]</sup>建立了岩石动静载组合作用下的破坏准则,并进行了一维、二维动静载组合岩石破坏试验,并采用 FLAC<sup>3D</sup> 数值模拟了矿柱动静组合的力学响应过程<sup>[12]</sup>。A. M. Milev 等<sup>[13]</sup>在南非 Kopanang 矿进行的井下爆破诱发冲击地压原位试验,研究了震动波衰减规律及冲击地压破坏现象,证实了动载诱发冲击地压的可能性。

笔者以薄煤层矿井为背景,研究动静组合诱发薄煤层工作面冲击地压的内在机制,并基于此,针对性探讨薄煤层冲击地压防治对策。

## 1 动静组合诱发冲击地压机制

### 1.1 煤矿动载特征

煤体是一种各向异性、非均质,存在众多缺陷的复合材料。在受载过程中,煤体存在自组织临界特性<sup>[14]</sup>。在载荷准静态加卸载过程中,煤体内部是一个能量积聚和耗散的平衡系统,呈现相对的应力平衡。在静载作用下,煤体发生冲击破坏的可能性较小。煤矿开采过程中,存在众多动载源,如割煤、顶板破断、打钻、爆破、断层活化等。动载以震动波的形式向煤岩体地层空间传播弹性变形能。由弹性波理论,

震动波在煤岩体中产生的动载<sup>[15-16]</sup>为

$$\begin{cases} \sigma_{dP} = \rho C_P (v_{pp})_P \\ \sigma_{dS} = \rho C_S (v_{pp})_S \end{cases} \quad (1)$$

其中  $\sigma_{dP}$ 、 $\sigma_{dS}$  分别为 P 波、S 波产生的动载; $\rho$  为煤岩介质的密度; $C_P$ 、 $C_S$  分别为 P 波、S 波波速; $(v_{pp})_P$ 、 $(v_{pp})_S$  分别为质点处 P 波、S 波通过时的峰值振动速度。

微震监测表明矿井质点峰值振动速度可达 0.1 ~ 1.0 m/s<sup>[17]</sup>,对应的动载强度为 1.5 ~ 15.0 MPa。

### 1.2 动静组合诱冲机制

当动静载组合叠加超过煤体强度时,如式(2)所示,煤体中微裂隙将加速扩展、成核、形成宏观裂纹而破坏。

$$\sigma_s + \sigma_d > [\sigma_c] \quad (2)$$

式中  $\sigma_s$  为静载; $\sigma_d$  为动载; $[\sigma_c]$  为煤体强度。

当煤体在动载组合作用下诱发冲击破坏后,聚集在煤体及围岩中的弹性变形能  $E_s$  以及震动波输入的能量  $E_d$ ,一部分由煤体破裂耗散( $U_D$ ),剩余能量将使破坏的煤体获得动能( $E_k$ )而形成冲击。能量转化关系为

$$E_s + E_d = U_D + E_k \quad (3)$$

由最小能量原理<sup>[18]</sup>,煤岩冲击破坏启动后,破裂面的应力状态迅速从三向应力状态转变为双向应力状态,最终转变为单向应力状态。煤岩动态破坏消耗的能量等于单向应力状态破坏消耗的能量。因此,煤岩剩余能量可表示为

$$U_C = U - U_{\min} \quad (4)$$

最小能量  $U_{\min}$  一定时,煤岩存储的能量  $U$  越大,煤岩破坏后剩余的能量  $U_C$  越大。如式(5)所示,由冲击地压的能量判据<sup>[19]</sup>,当围岩和煤体能量释放有效系数  $\alpha$ 、 $\beta$  一定时,围岩和煤体储存的能量越大,系统越容易满足冲击地压的能量条件而诱发冲击地压显现。

$$\alpha \left( \frac{dU_R}{dt} \right) + \beta \left( \frac{dU_E}{dt} \right) > \frac{dU_D}{dt} \quad (5)$$

其中  $U_R$ 、 $U_E$  分别为围岩和煤体储存的能量。因此,煤体所受静载越高,动载越强,越容易诱发冲击地压灾害,此即动静组合诱冲机制。

## 2 薄煤层工作面动静组合诱冲分析

为了便于阐述,以七台河桃山煤矿 79Z6 薄煤层工作面为例进行研究。

### 2.1 工作面概况

79Z6 工作面煤厚 1.0 ~ 1.4 m,平均倾角 23°,工作面长 186 m。采煤工艺为普采,垮落法管理采空区。上区段运输平巷沿空留巷作为本工作面回风平巷。该工作面在回采过程中频繁发生冲击地压,造成大量设备损坏和人员受伤,严重影响了工作面的安全稳定回采。冲击地压多发区域如图 1 所示,冲击发生时的开采工序统计结果见表 1。

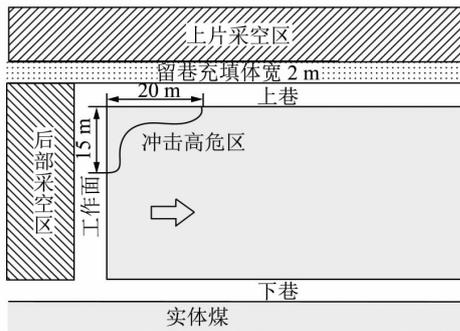


图 1 79Z6 工作面冲击危险区域示意

Fig. 1 Rock burst hazardous area of 79Z6 working face

表 1 冲击地压发生时的工序统计

Table 1 Working procedure statistics of rock bursts

序号	工序	冲击地压次数	百分比/%
1	卸压爆破	35	58.3
2	机组割煤	18	30.0
3	打钻	3	5.0
4	交接班	2	3.3
5	装药	1	1.7
6	清理浮煤	1	1.7

与厚及中厚煤层相比,该薄煤层工作面冲击地压表现出如下特征:

(1) 冲击地压在工作面显现的比例高于巷道,主要显现位置为工作面上部距出口 5 m 左右。

(2) 冲击显现强度以轻微冲击为主,冲出煤量一般小于 10 t,破坏范围一般 20 m 以内,主要表现为支柱倾倒,工作面刮板输送机平移,顶板下沉,煤壁煤体抛出,具体特征参见文献[20]。

(3) 表 1 所示,冲击地压主要发生在采掘活动强烈时段,由爆破及割煤产生的动载诱发的冲击显现占总数的 90% 以上。

### 2.2 工作面静载分布特征

采用 FLAC<sup>3D</sup> 数值模拟分析软件,对该工作面静

载分布进行研究。按该工作面岩层结构和受力状态,在其他条件相同的情况下,改变 79 煤厚度,模拟 0.6、1.0、1.4、1.8、2.2、2.6 和 3.0 m 共 7 种煤厚条件下煤层的应力分布特征。

工作面前方应力分布如图 2 所示。垂直应力峰值随煤层厚度变薄急剧增大,且离煤壁距离逐渐减小。图 3 为不同煤厚时工作面前方应力峰值及其距煤壁距离的关系,其中  $\sigma_{Zm}$ 、 $\sigma_{Xm}$ 、 $L_Z$ 、 $L_X$  分别为垂直和水平应力峰值大小以及距煤壁的距离。水平应力与垂直应力峰值随煤层厚度减小均呈幂率关系增大,且垂直应力增大的速率大于水平应力增大的速率;水平应力与垂直应力峰值距煤壁的距离均随煤厚减小呈线性关系减小。

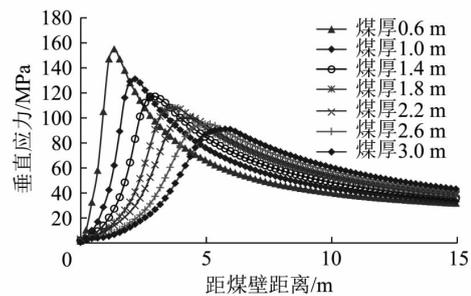


图 2 不同煤厚工作面前方应力分布

Fig. 2 Stress distribution ahead of working face under different coal seam thickness

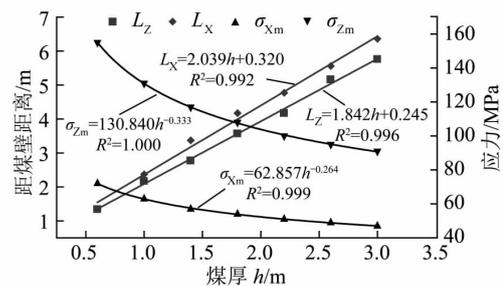


图 3 应力峰值分布与煤厚的关系

Fig. 3 Relations between peak stresses and coal seam thickness

应力梯度与煤厚的关系如图 4 所示,水平应力梯度、垂直应力梯度均与煤厚呈幂率关系,随着煤厚变薄,应力梯度急剧增大。

### 2.3 工作面动载特征

对比 1.4、3.0 m 两个煤厚条件下,工作面推进一刀(0.8 m)时,煤体应力的变化规律。图 5 为割一刀煤前后,煤体的应力降与距煤壁距离的关系。工作面割煤对煤壁前方 0 ~ 7 m 应力扰动较大,7 m 以深应力扰动较小,煤厚对大于 7 m 的区域应力降影响较小。煤厚 1.4 m 时,工作面推进一刀,煤壁内 0 ~ 3.46 m 将产生较大应力降低,最大应力降 65 MPa,3.46 m 以深将产生较大应力升高,最大应力增量

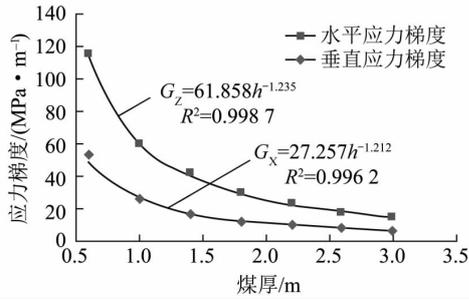


图4 应力梯度与煤厚的关系

Fig. 4 Relations between stress gradient and coal seam thickness

15 MPa; 相反煤厚 3.0 m 时,煤壁内 0~6.15 m 产生应力降,最大应力降仅为 28.5 MPa。6.15 m 以深应力略微升高,最大应力增量仅为 8.0 MPa。煤厚较薄时应力扰动范围小,应力降明显较大。值得注意的是,煤厚 3.0 m 时,煤壁前方 7 m 范围几乎为应力降低区,而煤厚 1.4 m 时,煤壁前方 3.46 m 范围内产生应力降,3.46 m 至深部将产生较大应力增幅,在“一降一增”作用下导致煤壁附近煤体极不稳定。割煤瞬间,对于 1.4 m 薄煤层,相当于煤壁内 0~3.46 m 承受卸载动载,动载幅值 65 MPa,而 3.46~7.00 m 则承受加载动载,动载幅值 15 MPa。

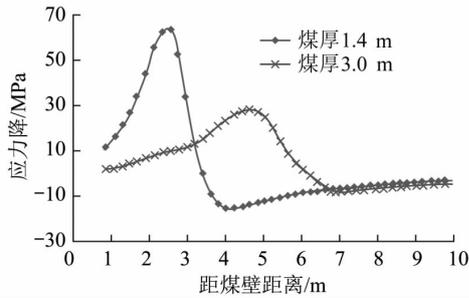


图5 垂直应力降对比

Fig. 5 Comparison of vertical stress drop

为了治理冲击地压,该工作面主要采取了工作面及回风巷煤体浅孔卸压爆破技术。钻孔顺层布置,孔深 2~3 m,间距 2 m,每孔装药 1 kg。由表 1 可知,卸压爆破、采煤机割煤等产生的动载诱发冲击地压 39 次,其中卸压爆破诱发 35 次。图 6 为工作面卸压爆破微震监测系统记录的典型波形。该图为离震源分别为 452.5、400.7、1 023.6 m 的 6、7、12 通道记录的速度波形。各通道记录的质点峰值震动速度与传播距离的关系如图 7 所示。采用最小二乘法可得峰值震动速度与传播距离之间的关系,即

$$v_{pp}(L) = 0.3623L^{-1.638} \quad (6)$$

由式(6)即可估算该震源传播到冲击显现位置处质点的峰值震动速度。由冲击地压发生点与卸压爆破施工位置的关系, $L$ 取值范围为 0.2~20 m。代

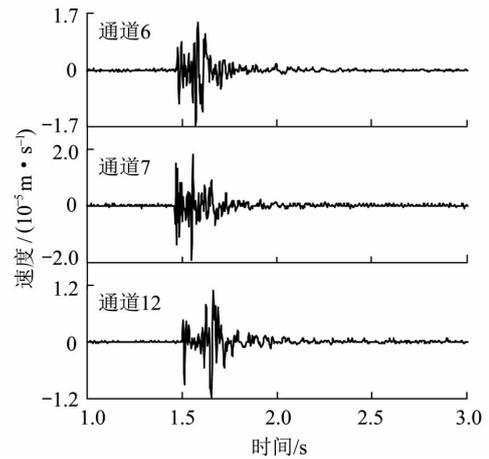


图6 卸压爆破典型波形

Fig. 6 Typical waveform of stress-releasing blasting

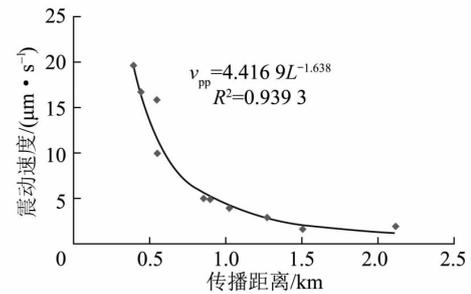


图7 卸压爆破波形幅值衰减规律

Fig. 7 Amplitude attenuation of stress-releasing blasting wave  
入式(1)可得卸压爆破对冲击地压显现区域的动载为 0.03~58.72 MPa。

## 2.4 薄煤层动静组合诱冲机制

薄煤层应力峰值距工作面及巷道近。应力梯度远远高于厚及中厚煤层,煤体维持稳定所需支护阻力较高。由 2.3 节分析,震源越近动载越强烈,距爆破震源 0.2 m 处动载可高达 58.72 MPa,由于薄煤层峰值应力区距煤壁近,割煤或卸压爆破产生的震动直接作用于薄煤层高应力区,形成较高的冲击动载。在静载与动载共同作用下,工作面前方 0~3.46 m 范围煤体瞬间所受应力将超过煤体冲击破坏强度,从而形成冲击地压显现,这即是薄煤层动静组合诱冲机制的应力条件。

从能量转化的角度分析,煤体从单向应力状态  $\sigma_1$  变化到  $\sigma_2$  释放的应变能为

$$U_{\Delta} = \int \left( \frac{\sigma_2^2}{2E} - \frac{\sigma_1^2}{2E} \right) dv \quad (7)$$

其中  $E$  为煤岩体弹性模量。式(7)可化简为

$$U_{\Delta} = \frac{1}{2E} \int (\sigma_1 + \sigma_2) \sigma_{\Delta} dv \quad (8)$$

其中  $\sigma_{\Delta}$  为煤岩体应力降  $\sigma_{\Delta} = \sigma_2 - \sigma_1$ 。如图 5 所示,薄煤层近煤壁处应力降  $\sigma_{\Delta}$  远远高于厚煤层,同时如

图3 割煤或爆破前后薄煤层应力 $\sigma_1$ 、 $\sigma_2$ 均高于厚煤层,因此,由式(8)薄煤层割煤或爆破前后,高应力区域单位体积煤体释放的能量远远高于厚煤层。由式(5),薄煤层在动静载组合作用下更容易达到冲击地压能量条件形成冲击地压显现。

以上对薄煤层冲击地压的应力条件和能量条件分析表明,薄煤层冲击地压较厚及中厚煤层更符合动静组合诱冲机制。

### 3 基于动静组合的冲击地压防治探讨

由薄煤层冲击地压动静组合诱冲机制及其应力和能量条件,薄煤层工作面冲击地压防治应从降低工作面近煤壁处应力和减弱或避免动载扰动出发,采取有效的相应措施进行冲击地压防治。可采取如下几条冲击地压防治理念及对策:

(1) 合理设计开采布局和采煤工艺,避免高应力集中。较高应力集中给动载诱发冲击地压提供了应力基础,因此,避免高应力集中是冲击地压防治最基本、最有效的措施。对于开采布局复杂,已形成不可避免的高应力集中区域时,则需要采取煤层注水、大直径钻孔卸压、爆破卸压等卸压措施,降低采掘空间附近的应力集中程度。

(2) 避免形成较强震动源,消除较高动载荷。如降低推进速度、顺序移架、采用小药量多轮爆破卸压、深孔爆破预裂顶板防止顶板大面积来压对工作面煤体形成动载扰动。顶板预裂应在工作面超前支撑压力区以外位置进行,避免顶板预裂爆破形成的动载与采掘空间附件高静载叠加。

(3) 使震动源远离高应力区。由应力波传播衰减规律,近震源质点峰值震动速度随传播距离增大急剧下降,使震源稍远离高应力区即可有效降低动载。如超前工作面采取煤层卸压爆破措施,避免在峰值应力区实施爆破作业,防止采掘作业相互扰动,使采掘工作面具有足够的安全距离等。

(4) 利用动静组合诱冲机制,采取人工诱发冲击,释放煤岩体聚集的弹性应变能,降低载荷集中程度,避免意外产生冲击造成灾害性后果。

### 4 结 论

(1) 分析了动静组合诱发冲击地压的应力条件和能量转化规律,结果表明,静载是冲击地压发生的基础,动载主要起触发冲击的作用,动载越强越容易诱发冲击,静载水平越高,冲击剩余能量越大,冲击越猛烈。

(2) 分析了薄煤层冲击地压特征,薄煤层冲击范

围小,发生在工作面的比例大。薄煤层近煤壁静载应力水平高,峰值点距煤壁近,峰值应力随煤厚减小呈幂率增大,峰值点距煤壁距离呈线性关系减小。开采活动对薄煤层高应力区应力扰动较大,将产生近煤壁处较高的应力降,远煤壁处应力增,使煤壁处煤体稳定性下降,动静载组合作用下,煤体应力易超过煤体强度,且薄煤层应力降远大于厚煤层,单位煤体释放的能量较大,煤体破裂后易残余能量而形成冲击地压显现。

(3) 基于薄煤层动静组合诱发冲击地压机制,探讨了薄煤层工作面冲击地压防治的理念及对策。薄煤层工作面冲击地压防治应从降低近煤壁处高应力集中,减弱或避免开采活动产生的动载,使采动动载与高静载距离增大,增加动载衰减,减弱动静载叠加效应,以及采用人工诱发冲击地压显现,减弱灾害后果等方面采取有效措施进行冲击地压防治。

### 参考文献:

- [1] 刘过兵,刘东才.薄煤层高产高效途径探讨[J].辽宁工程技术大学学报,2002,21(4):531-533.  
Liu Guobing, Liu Dongcai. Research on ways of high production and high efficiency of thin coal seam[J]. Journal of Liaoning Technical University, 2002, 21(4): 531-533.
- [2] 齐庆新,龚林名.冲击地压理论与技术[M].徐州:中国矿业大学出版社,2008.  
Qi Qingxin, Dou Linming. Theory and technology of rock burst[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2008.
- [3] Dou Linming, Lu Caiping, Mu Zonglong, et al. Prevention and forecasting of rock burst hazards in coal mines[J]. Mining Science and Technology, 2009, 19(5): 585-591.
- [4] 潘一山,李忠华,章梦涛.我国冲击地压分布、类型、机理及防治技术研究[J].岩石力学与工程学报,2003,22(11):1844-1851.  
Pan Yishan, Li Zhonghua, Zhang Mengtao. Distribution type mechanism and prevention of rock burst in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(11): 1844-1851.
- [5] 何江,龚林名,贺虎,等.综放面覆岩运动诱发冲击地压机制研究[J].岩石力学与工程学报,2011,30(S2):3920-3927.  
He Jiang, Dou Linming, He Hu, et al. Mechanism study of overlying strata movement inducing rockburst on top-coal caving face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(S2): 3920-3927.
- [6] 姜耀东,潘一山,姜福兴,等.我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J].煤炭学报,2014,39(2):205-213.  
Jiang Yaodong, Pan Yishan, Jiang Fuxing, et al. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205-213.
- [7] 彭维红,卢爱红.应力波作用下巷道围岩层裂失稳的数值模拟[J].采矿与安全工程学报,2008,25(2):213-216.  
Peng Weihong, Lu Aihong. Numerical simulation of layered crack and failure of roadway surrounding rock under the action of stress

- wave[J]. Journal of Mining and Safety Engineering 2008 ,25( 2) : 213-216.
- [8] 秦昊,茅献彪. 应力波扰动诱发冲击地压数值模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报 2008 25( 2) :127-131.  
Qin Hao ,Mao Xianbiao. Numerical simulation of stress wave induced rock burst [J]. Journal of Mining and Safety Engineering ,2008 , 25( 2) :127-131.
- [9] 夏昌敬,谢和平,鞠杨,等. 冲击载荷下孔隙岩石能量耗散的实验研究[J]. 工程力学 2006 23(9) :1-5.  
Xia Changjing ,Xie Heping ,Ju Yang ,et al. Experimental study of energy dissipation of porous rock under impact loading [J]. Engineering mechanics 2006 23( 9) :1-5.
- [10] 李夕兵,左宇军,马春德. 动静组合加载下岩石破坏的应变能密度准则及突变理论分析[J]. 岩石力学与工程学报,2005 , 24( 16) :2814-2824.  
Li Xibing ,Zuo Yujun ,Ma Chunde. Failure criterion of strain energy density and catastrophe theory analysis of rock subjected to static-dynamic coupling loading [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2005 24( 16) :2814-2824.
- [11] 李夕兵,宫凤强,Zhao J,等. 一维动静组合加载下岩石冲击破坏试验研究[J]. 岩石力学与工程学报 2010 29( 2) :251-260.  
Li Xibing ,Gong Fengqiang ,Zhao J ,et al. Test study of impact failure of rock subjected to one dimensional coupled static and dynamic loads [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering , 2010 29( 2) :251-260.
- [12] 李夕兵,李地元,郭雷,等. 动力扰动下深部高应力矿柱力学响应研究[J]. 岩石力学与工程学报 2007 26( 5) :922-928.  
Li Xibing ,Li Diyuan ,Guo Lei ,et al. Study on mechanical response of highly-stressed pillars in deep mining under dynamic disturbance [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering ,2007 , 26( 5) :922-928.
- [13] Milev A M ,Spottiswoode S M ,Rorke A J ,et al. Seismic monitoring of a simulated rockburst on a wall of an underground tunnel [J]. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy , 2001 8:253-260.
- [14] 陆菜平,窦林名,吴兴荣. 冲击地压诱因-能量积聚与耗散的自组织临界性[J]. 辽宁工程技术大学学报 2005 24( 6) :841-843.  
Lu Caiping ,Dou Linming ,Wu Xingrong. Inducement of rock burst self-organized criticality character of energy accumulation and dissipation [J]. Journal of Liaoning Technical University 2005 24( 6) : 841-843.
- [15] 布雷迪,布朗. 地下采矿岩石力学[M]. 北京:煤炭工业出版社,1990.  
Brady B H G ,Brown E T. Rock mechanics for underground mining [M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House ,1990.
- [16] 曹安业,范军,牟宗龙,等. 矿震动载对围岩的冲击破坏[J]. 煤炭学报 2010 35( 12) :2006-2010.  
Cao Anye ,Fan Jun ,Mu Zonglong ,et al. Burst failure effect of mining-induced tremor on roadway surrounding rock [J]. Journal of China Coal Society 2010 35( 12) :2006-2010.
- [17] 郭然,潘长良,于润沧. 有岩爆倾向硬岩矿床采矿理论与技术[M]. 北京:冶金工业出版社 2003.  
Guo Ran ,Pan Changliang ,Yu Runcang. Mining theory and technology of rock burst trending hard rock deposit [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press 2003.
- [18] 赵阳升,冯增朝,万志军. 岩石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 Yangsheng ,Feng Zengchao ,Wan Zhijun. Least energy principle of dynamical fracture of rock mass [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2003 22( 11) :1781-1783.
- [19] 窦林名,赵从国,杨思光,等. 煤矿开采冲击地压灾害防治[M]. 徐州:中国矿业大学出版社 2006.  
Dou Linming ,Zhao Congguo ,Yang Siguang ,et al. Prevention and control of rock burst in coal mine [M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press 2006.
- [20] 何江,窦林名,陆菜平. 薄煤层冲击地压特征及防治研究[J]. 煤炭学报 2012 35( 7) :1094-1098.  
He Jiang ,Dou Linming ,Lu Caiping. Characteristic and prevention research on rock burst of thin coal seam [J]. Journal of China Coal Society 2012 37( 7) :1094-1098.

# 31 定向割缝水力致裂顶板关键参数研究

范军<sup>1</sup>, 窦林名<sup>2</sup>, 贺虎<sup>3</sup>

(1. 中国矿业大学矿业工程学院, 江苏徐州 221116; 2. 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏徐州 221116; 3. 中国矿业大学资源与地球科学学院, 江苏徐州 221116)

**摘要:** 煤矿坚硬顶板是诱发各种动力灾害的主要原因之一, 针对传统坚硬顶板处理的缺点, 提出了预制定向裂隙高压水力致裂坚硬顶板技术。作为一项治理坚硬顶板的新技术, 其关键参数及其确定方法缺乏相应研究, 制约了该技术的工业应用。本文基于关键层弹性板与“砌体梁”理论, 给出了坚硬顶板应力解析解与破断判据, 在此基础上, 研究了预制裂隙致裂顶板总深度、分层厚度、裂隙扩展后最大悬顶长度、预制裂隙倾角 4 项关键技术参数确定方法与公式, 从而为该技术的推广应用奠定了基础。现场工业性试验验证了所提方法的可靠性, 治理坚硬顶板型冲击矿压效果显著。

**关键词:** 坚硬顶板; 定向致裂; 动力灾害; 关键参数

**中图分类号:** TD313 **文献标识码:** A **文章编号:** 1004-4051(2014)04-0079-05

## Key parameters of directional hydraulic fracture of hard roof

FAN Jun<sup>1</sup>, DOU Lin-ming<sup>2</sup>, HE Hu<sup>3</sup>

(1. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 2. State Key Laboratory of Coal Resources and Safety Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 3. School of Resource and Earth Science, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** Hard roof is one of the main factors that inducing dynamic disasters in coal mines. As a new technology for controlling hard roof, directional hydraulic fracturing is lack of researches especially the key parameters and its determination method which severely restrict the industrial application of this technology. Based on the elastic plate and voussoir beam theory, the analytical stress solutions and fracture criterion of the hard roof are given in this paper. Four key parameters that total and fracturing thickness, sublevel fracturing thickness, maximum hanging roof after fracturing and the fracturing dip angle were put forward, at the same time the determination method and formula of the four key parameters were studied, the research results laid a foundation for the promotion applications of technology.

**Key words:** hard roof; directional fracturing; dynamic disaster; key parameter

煤矿生产中通常将冲击矿压、顶板大面积来压、矿震等事故称之为动力现象, 其突然、急剧、猛烈的破坏特征造成重大设备损坏与人员伤亡, 甚至引起地表塌陷和引发局部地震, 致灾烈度、规模均远大于

常规矿压显现, 严重威胁矿井的安全生产<sup>[1]</sup>。国内外研究均表明, 顶板岩层结构, 特别是煤层上方坚硬、厚层砂岩顶板是诱发动力灾害的主要因素之一, 动力灾害较严重的矿区普遍存在坚硬顶板结构, 如兖州济宁三号井、大同忻州窑矿、徐州三河尖煤矿、义马常村煤矿、甘肃华亭煤矿、北京木城涧煤矿等, 每年发生坚硬顶板型冲击动力灾害数十起。波兰西里西亚煤田、德国鲁尔矿区冲击矿压的主要原因同样归于坚硬砂岩顶板, 两国也因此将坚硬砂岩顶板作为冲击矿压危险的主要标志<sup>[2]</sup>。

### 1 坚硬顶板的定向割缝致裂技术

煤层上覆的坚硬顶板的弱化治理, 传统方法主

收稿日期: 2013-12-07

基金项目: 国家重点基础研究发展规划(973)项目资助(编号: 2010CB226805); 国家自然科学基金和神华集团有限公司联合项目资助(编号: 51174285); 江苏高校优势学科建设工程项目资助(编号: SZBF2011-6-B35)。

作者简介: 范军(1978—), 男, 山东淄博人, 讲师, 博士研究生, 主要从事冲击矿压防治、矿山压力等方面的研究工作。E-mail: guyanah11@163.com。

要有深孔爆破、顶板注水软化两种方式<sup>[3-5]</sup>。然而这两种技术均存在严重缺陷,如顶板的深孔卸压爆破只能在低瓦斯区域使用,并且存在深孔装药、封孔等工艺难度较大、瞎炮难以处理等制约因素。顶板岩层注水则由于老顶岩层的致密性,岩层渗透性能差而导致效果不明显。

定向高压水力致裂技术是弱化坚硬顶板的一项新技术,对顶板岩层可以进行定向切割、分层,从而降低顶板岩层的整体性厚度以及强度,对坚硬顶板诱发的动力灾害具有极强的针对性,代表了坚硬顶板弱化治理的发展方向<sup>[6-8]</sup>。定向水力致裂法就是利用专用的刀具,人为的在顶板岩层中,预先切割出一个定向裂缝,在较短的时间内,注入高压水,使岩(煤)体沿定向裂缝扩展,从而实现坚硬顶板的定向分层或切断,弱化坚硬顶板岩层的强度、整体性以及厚度,以达到降低冲击危险的目的。其优点为,施工工艺简单,适用性强(不受瓦斯限制),对生产无影响,安全高效。技术原理如图1所示。

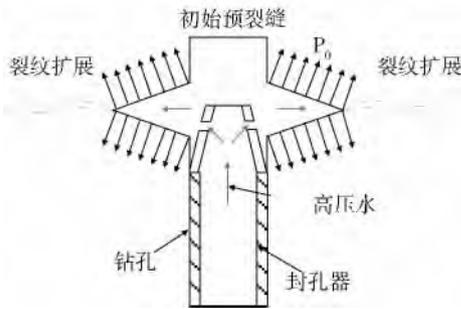


图1 定向割缝致裂原理

目前,国内已有相关对类似技术进行了理论研究报道,在大同忻州窑、煤峪口煤矿、济宁三号煤矿进行了工业性研究,取得了一定成果<sup>[8-9]</sup>。由于该技术处于试验研究阶段,尚无对关键技术参数及其确定方法的相关研究,而这是现场大规模应用必须要解决的难题。因此,本文基于弹性板理论与关键层理论,系统研究了定向高压水力致裂技术的关键

参数及其确定方法,为现场设计致裂参数提供理论依据以指导。

## 2 坚硬顶板的极限破断判据

确定坚硬顶板的极限步距是设计致裂顶板参数的基础。众所周知,工作面老顶初次来压期间,矿山压力达到最大,同时伴随有冲击动载效应,在此区间冲击矿压发生的概率也是最大的,坚硬顶板一般来说都满足弹性薄板的要求,因此,可以采用薄板理论进行分析。工作面自开切眼向前推进,在老顶初次来压前,可将其视为四周固支的板<sup>[10]</sup>。对于四边固支边界条件下的矩形薄板,一般采用能量法(里兹法、伽辽金法)、叠加法以及 Marcus 简算法进行求解,但这些方法过程复杂,并且收敛慢,精度不高。纳维解法是求解弹性薄板最简单的方法,能够得到薄板挠度的精确解。虽然纳维解法只给出了四边固支状态的精确解,但是,非固支条件下也是可以利用纳维解法的思想,利用重三角级数形式对其进行求解。如图2为坚硬顶板薄板模型。

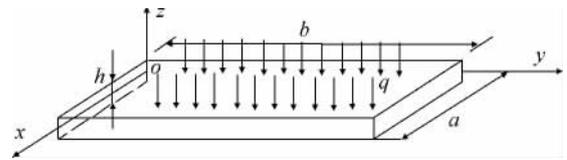


图2 坚硬顶板薄板模型

取挠度  $\omega(x, y)$  的表达式为双重三角级数,见式(1)。

$$\omega(x, y) = \sum_m \sum_n A_{mn} \sin^2 \frac{m\pi}{a} x \sin^2 \frac{n\pi}{b} y \quad (1)$$

式中的  $m$  和  $n$  是正整数,且  $m, n = 1, 3, 5, \dots$ 。可以看出,式(1)能够满足四边固支板全部边界条件。将式(1)代入薄板微分方程,并将各导数表达式中的  $\cos \frac{2m\pi}{a} x, \cos \frac{2n\pi}{b} y, \frac{q(x, y)}{D}$  展开为对应的重三角级数,对于关键板所荷载荷可简化为均布载荷,可得四边固支板的难度方程,见式(2)。

$$\omega(x, y) = \frac{q}{\pi^4 D} \sum_{m=1,3,5,\dots} \sum_{n=1,3,5,\dots} \frac{\sin^2 \frac{m\pi}{a} x \sin^2 \frac{n\pi}{b} y}{\frac{3m^4}{a^4} + \frac{2m^2 n^2}{a^2 b^2} + \frac{3n^4}{b^4}} \quad (2)$$

对式(2)求导即可得到均布载荷下四边固支板

的应力表达式,见式(3)。

$$\sigma_x = \frac{2qEz}{D(1-\mu^2)} \sum_{m=1,3,5,\dots} \sum_{n=1,3,5,\dots} \frac{\left(\frac{m}{a}\right)^2 \cos 2 \frac{m\pi}{a} x \sin^2 \frac{n\pi}{b} y + \mu \left(\frac{n}{b}\right)^2 \sin^2 \frac{m\pi}{a} x \cos 2 \frac{n\pi}{b} y}{\frac{3m^4}{a^4} + \frac{2m^2 n^2}{a^2 b^2} + \frac{3n^4}{b^4}} \quad (3)$$

经比较分析可得出  $x, y$  方向最大应力值。一般情况下,岩石的抗拉强度最低,因此当拉应力超过

抗拉极限后,岩石拉裂,因此,可得以应力表示的坚硬顶板极限破断判据,见式(4)。

$$\begin{cases} \sigma_{x\max} = \frac{12\mu qa^4 b^2}{\pi^2 h_0^2 (3a^4 + 2a^2 b^2 + 3b^4)} \geq [\sigma_{tx}] \\ \sigma_{y\max} = \frac{12\mu qa^2 b^4}{\pi^2 h_0^2 (3a^4 + 2a^2 b^2 + 3b^4)} \geq [\sigma_{ty}] \end{cases} \quad (4)$$

式中:  $[\sigma_{tx}]$ 、 $[\sigma_{ty}]$  分别为  $x$ 、 $y$  方向坚硬顶板的极限抗拉强度。

可以看出,坚硬顶板的初次来压形式受上覆载荷、工作面宽度、岩层厚度、抗拉强度所决定,在知道关键层的基本物理力学属性后,即可按照式(4)计算关键层的极限跨距。

### 3 定向高压水力致裂关键参数的确定

#### 3.1 致裂顶板厚度

##### 3.1.1 致裂顶板岩层总厚度

致裂孔的致裂深度要根据坚硬顶板岩层分层位置确定,使垮落带岩层的厚度垮落碎胀后能填满采空区自由空间,根据垮落带的高度确定基础岩层分层的位置,为实现坚硬顶板岩层分层,就把致裂孔布置在坚硬顶板岩层需要分层的位置。坚硬顶板岩层分层位置的确定,首先计算理论垮落高度,计算出理论垮落高度后,再根据垮落带高度为直接顶厚度和若干老顶基础分层的厚度之和,最后确定坚硬顶板岩层分层高度。

定向致裂顶板岩层的总厚度应大于理论垮落带的高度,见式(5)。

$$H_{zd} \geq H_k = \frac{M}{K-1} \quad (5)$$

式中:  $H_{zd}$  为致裂岩层总厚度;  $M$  为煤层的采高;  $K$  为岩石碎胀系数。

##### 3.1.2 致裂顶板岩层分层厚度

如果煤层上方直接赋存巨厚坚硬顶板,如济三煤矿六采区,或者直接顶较薄的情况下,满足式(5)的一次致裂厚度过大,顶板来压步距依然较大,起不到顶板弱化的目的。因此,需要分层致裂,每次致裂的厚度为  $H_{zi}$ 。

考虑初次来压的情况。假设顶板处理前来压步距为  $L_0$  (式(4)中的  $a$ ),工作面为竖或者正“O-X”时,  $L_0$  满足式(4)第一式;当工作面为横“O-X”时  $L_0$  满足式(4)第二式。要求致裂后顶板的来压步距为未致裂的  $\frac{1}{n}$ ,即  $L'_0 = \frac{L_0}{n}$ ,则致裂厚度与原厚度的比值见式(6)。

$$\frac{H_{zi}}{H_0} = \sqrt{\frac{3+2\lambda^2+3\lambda^4}{3+2n^2\lambda^2+3n^4\lambda^4}} \quad (6)$$

式中:  $\lambda$  为工作面宽度与未致裂顶板时来压步距的

比值,  $\lambda = \frac{b}{L_0}$ 。

例如,假设顶板厚度为 20 m,初次来压步距为 80 m,工作面长度为 200 m,致裂后顶板来压步距为 40 m,则一次致裂厚度按照(6)可得为:  $H_{zi} = 5.24\text{m}$ 。

公式(9)给出的是顶板处于竖或者正“O-X”破断顶板一次致裂厚度的确定方法,对于顶板呈横“O-X”破断,用同样的方法可得。

#### 3.2 致裂顶板悬顶长度的确定

式(6)前提是必须知道致裂前后顶板的来压步距,那么致裂后的顶板来压步距是否还存在安全隐患呢?因此,必须对合理的悬顶长度进行计算,从而保证致裂后顶板的来压步距在安全的范围呢。从防冲与工作面支架的能力两方面考虑。

如图 3 所示的力学模型。设计支架的支护强度为  $p$ ,支护长度为  $L_K$ ,老顶悬长为  $L'_{01}$ ,考虑到老顶从煤壁切落时,最为危险,所以可得式(7)、式(8)。

$$\begin{aligned} & \frac{1}{2}\gamma_z H_z L_K^2 + \frac{1}{2}qL'^2_{01} + \frac{1}{2}\gamma_L H_{zi} L'^2_{01} \\ & = \frac{1}{2}pL_K^2 \end{aligned} \quad (7)$$

$$L'_{01} < L_K \sqrt{\frac{p - \gamma_z H_z - \gamma_L H_{zi}}{q}} \quad (8)$$

式中:  $\gamma_z$  为直接顶岩层容重;  $H_z$  为直接顶岩层厚度;  $\gamma_L$  为老顶岩层容重;其余符号同前。

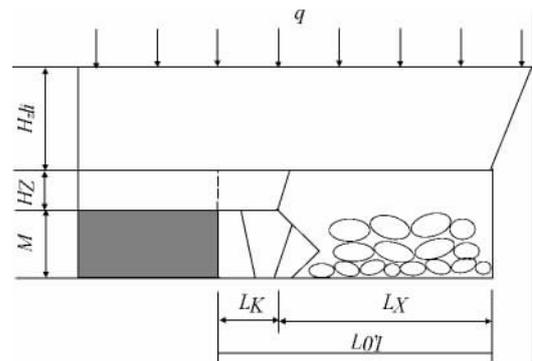


图 3 支护要求的顶板最大悬顶计算模型

坚硬顶板的来压不但会造成工作面支架超过支护能力而发生压架,同时也会造成煤体的冲击破坏。顶板在弯曲下沉过程中积累了大量的弹性能,伴随顶板的断裂释放,与煤体中的弹性能叠加,超过了煤体冲击破坏的最小能量则会诱发冲击矿压。苏联阿维尔申教授认为,煤层内的弹性能可由体变弹性能  $U_v$ 、形变弹性能  $U_f$  和顶板弯曲弹性能  $U_w$  三部分组成<sup>[1,8]</sup>,见式(9)。

$$U = U_v + U_f + U_w = \frac{(1-2\mu)(1+\mu)^2}{6E(1-\mu)^2} \gamma^2 H^2 + \frac{(1+\mu)(1-2\mu)^2}{3E(1+\mu)^2} \gamma^2 H^2 + \frac{q^2 L_{02}^5}{576EJ} \quad (9)$$

由式(9)可以看出,  $U_w$  与岩层悬伸长度的五次方成正比, 即  $L'_0$  值越大, 积聚的能量越多, 就越容易发生冲击矿压。煤层中的形变能  $U_f$  全部用于煤体的塑性变形, 而体变弹性能  $U_v$  应力煤体的破坏与运动, 并且根据冲击矿压发生的最小动能原理, 可以得到式(10)。

$$U_{kmin} = \frac{1}{2} \rho v_k^2 = U - U_f - \frac{R_c^2}{2E} \quad (10)$$

$$L'_{02} < \left( \frac{H_{di}^3}{q^2} \left( 24E\rho + 24R_c^2 - \frac{8(1-2\mu)(1+\mu)^2}{(1-\mu)^2} \gamma^2 H^2 \right) \right)^{\frac{1}{5}} \quad (11)$$

顶板最大悬顶由式(7)与式(11)中的最小值确定, 见式(12)。

$$L'_0 = \min(L'_{01}, L'_{02}) \quad (12)$$

### 3.3 致裂钻孔倾角

对顶板进行水平分层致裂时, 只要考虑致裂总厚度与一次分层致裂厚度, 钻孔间距为致裂面扩展直径。但当使用倾斜钻孔进行致裂切割顶板

式中:  $v_k$  为煤体发生冲击矿压时破碎煤体的初始速度, 一般情况下,  $v_k < 1.0$  m/s, 不可能发生冲击矿压,  $v_k \geq 10$  m/s 时肯定是冲击矿压, 因此, 我们取其下限值,  $v_k = 1.0$  m/s;  $R_c$  为煤体单轴抗压强度;  $J$  为顶板的惯性矩, 取单位宽度, 则  $J = \frac{H_{di}^3}{12}$ 。

可得防冲最小悬顶, 见式(11)。

时, 则需要考虑钻孔倾角。致裂面在工作面前方完成后, 当工作面接近时, 坚硬顶板便会沿着此裂隙面扩展发生断裂。根据致裂面与工作面开采方向关系, 即逆向与顺向, 将其简化为两种力学模型, 一种是逆向工作面推进方向(倾斜致裂模型1); 另一种是顺向工作面推进(倾斜致裂模型2), 如图4所示。

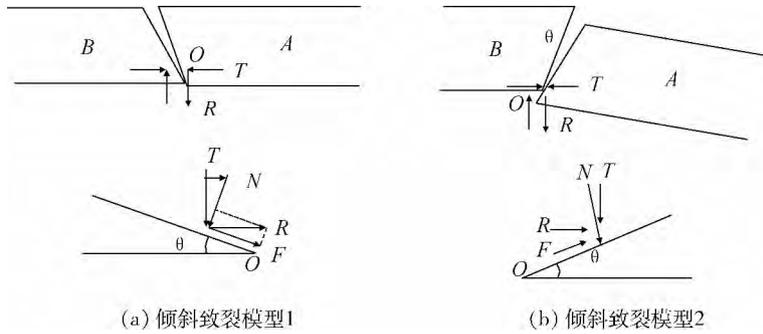


图4 倾斜致裂岩块平衡结构力学模型

在图4(a)中, 致裂面上正应力  $N$  与剪应力  $F$  以及它们相互间力的关系及平衡条件见式(13)。

$$\left. \begin{aligned} N &= T \cos \theta - R \sin \theta \\ F &= R \cos \theta + T \sin \theta \\ (T \cos \theta - R \sin \theta) \tan \varphi &\geq R \cos \theta + T \sin \theta \\ T \sin(\varphi - \theta) &\geq R \cos(\varphi - \theta) \\ \frac{R}{T} &\leq \tan(\varphi - \theta) \end{aligned} \right\} \quad (13)$$

在图4(b)中, 致裂面上的正应力  $N$  与剪应力  $F$  以及它们之间的平衡条件见式(14)。

$$\left. \begin{aligned} F &= R \cos \theta - T \sin \theta \\ N &= T \cos \theta + R \sin \theta \\ \frac{R}{T} &\leq \tan(\varphi + \theta) \end{aligned} \right\} \quad (14)$$

式中:  $T$  为水平推力;  $R$  为剪切力;  $R \cos \theta - T \sin \theta$  为岩块间的摩擦角;  $\theta$  为断裂面与垂直面成的断裂角。

随着工作面距离致裂面越来越近, 煤体对顶板

的支承力减小, 岩块 B 的剪切力  $R$  增大。若不考虑水平推力  $T$  的变化, 则在图4(a)中, 致裂面上正应力减小, 剪应力增加, 顶板岩体利用致裂面发生滑移、回转和破坏失稳, 不易取得平衡, 由式(13)可知, 当  $\theta = \varphi$  时, 不论水平推力  $T$  值有多大, 都不能取得平衡条件, 一般情况下,  $\varphi = 38 \sim 45^\circ$ , 当致裂面与层面夹角小于  $45 \sim 52^\circ$  时, 顶板都会发生滑落失稳。相反在图4(b)中, 则情况要好得多, 随着工作面推进, 致裂面上正应力增加, 顶板易于形成“砌体梁”平衡结构, 对控制顶板有利。

因此, 对于厚层顶板倾斜致裂时, 当要求下位顶板进入垮落带, 对高位顶板形成垫层作用时, 应采用顺向工作面推进方向的致裂方式, 致裂面与垂直面的夹角  $\theta$  应与顶板岩体内摩擦角  $\varphi$  相等或接近, 此时钻孔与垂直面的夹角为  $\frac{\pi}{2} - \theta$ ; 当要求高位顶板岩层形成“砌体梁”结构时, 则应采取逆向工作面推进方向致裂方式, 致裂面与垂

直面的夹角  $\theta$  满足式(14)结构平衡要求。倾斜致裂钻孔布置如图 5 所示,致裂孔间距按照式(12)确定。

当然,出于防冲要求的考虑,对于理论垮落带范围的坚硬顶板,致裂程度越大,越利于防冲,因此,可以将水平致裂与倾斜致裂相结合。

对与采空区中一侧的悬臂结构主要采用采用倾斜致裂,此时关键是采空区悬顶长度的确定,往上的各层顶板的悬顶长度见式(15)。

$$L_{Bi} = L_B + \Delta H \tan \alpha = \frac{2L_1}{17} \left( \sqrt{\left(10 \frac{L_1}{b}\right)^2 + 102} - 10 \frac{L_1}{b} \right) + \Delta H \tan \alpha \quad (15)$$

式中:  $i$  关键层层位号,  $i = 2, 3, 4, \dots$ ;  $\Delta H$  为第  $i$  关键层至第一亚关键层(老顶)的垂直间距,  $\alpha$  为煤壁支撑影响角。

#### 4 现场应用

工业性试验地点选在山东济宁三号井 63<sub>下</sub>05 与 53<sub>下</sub>07 工作面进行试验与应用,取得了显著效果。53<sub>下</sub>07 综放工作面位于五采区西北部,西邻 53<sub>下</sub>06(北)采空区,东邻 53<sub>下</sub>07(南)工作面(未回采),北侧为西部辅运巷。工作面老顶为细砂岩及中砂岩,厚度为 6.58~28.32m,平均厚度为 14.68m,成分以石英为主,  $f=8\sim 10$ 。经鉴定 53<sub>下</sub>07 具有发生冲击地压的危险。在工作面前方 150m 向停采线方向 50m

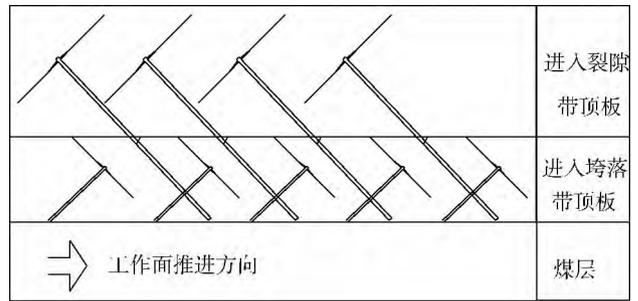


图 5 倾斜致裂钻孔布置法

范围内进行了垂直与倾斜致裂。钻孔布置图如图 6 所示。

为了验证水力致裂对煤岩层的卸压效果,在对 1<sup>#</sup>致裂孔致裂前,在致裂钻孔附近位置打煤粉钻,并观测钻屑量大小。在钻进过程中出现了吸钻卡钻等煤岩动力效应,且煤粉量高于临界煤粉量,说明此处为高应力区域。在水力致裂结束后,在致裂范围内又打煤粉钻,进行钻屑测定,在打钻过程中没有出现动力效应,煤粉量在临界煤粉量以下,这说明水力致裂能人为的形成一个弱面,破坏厚硬岩层的整体性,改变其物理属性,降低其强度,使局部应力释放,大大降低其冲击性,从而能够有效防止发生冲击矿压的可能。

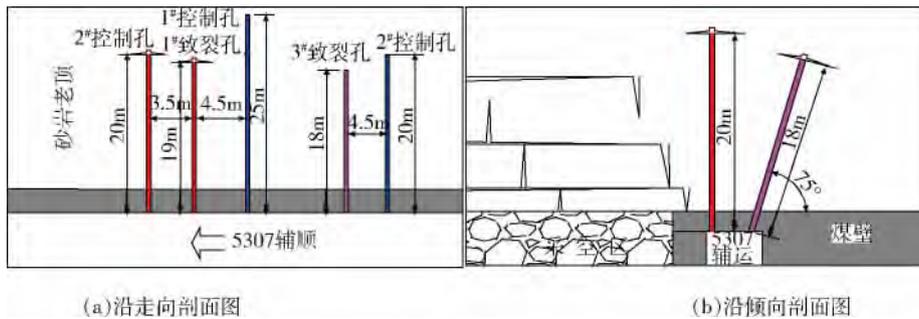


图 6 53<sub>下</sub>07 工作面定向致裂布置

#### 5 结论

1) 基于弹性薄板理论,利用纳维解法建立了坚硬顶板薄板模型,给出了应力分布的解析解,建立了顶板破断的应力判据。

2) 定向高压水力致裂坚硬顶板致裂总厚度应能充满采空空间,分层致裂厚度取决于致裂后顶板的来压步距以及致裂前工作面宽度与来压步距的比值,给出了相应的计算公式。

3) 从支架控顶与防止冲击矿压发生的角度,给出了致裂后坚硬顶板最大悬顶长度的确定关系式。

4) 基于砌体梁理论,指出致裂后顶板进入垮落

带,应采用顺向工作面推进方向的致裂方式,致裂倾角应与等于顶板岩体内摩擦角;致裂后进入裂隙带,则应采取逆向工作面推进方向致裂方式,致裂倾角应满足形成“砌体梁”平衡结构要求。

#### 参考文献

- [1] 窦林名,赵从国,杨思光,等. 煤矿开采冲击矿压灾害防治[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,2006.
- [2] 窦林名,刘贞堂,曹胜根,等. 坚硬顶板对冲击矿压危险的影响分析[J]. 煤矿开采,2003,8(2):58-66.
- [3] 孙建军,徐刚. 深孔爆破弱化坚硬顶板技术的应用[J]. 煤矿开

从图 10~12 中可以看出,在距离断煤交线 50m 时,断层的上盘界面所受的正应力大于断层下盘界面所受的正应力,断层上盘界面所受的剪应力大于断层下盘界面所受的剪应力;随着含水层水压的增加,在工作面推进至断层 50m 时,断层上、下盘界面所受的正应力逐渐增大,断层上、下盘所受的剪应力也随之增加。

### 3 结论

1)在相同工况条件下,断层的上盘断层界面所受的正应力大于下盘断层界面所受的正应力,断层上盘界面所受的剪应力大于断层下盘界面所受的剪应力;断层倾角越大,在工作面推进相同距离时,断层上、下盘界面所受的正应力越趋减小,而断层上、下盘所受的剪应力一开始随着断层倾角的增加而增加,在断层倾角超过  $50^\circ$  之后又随着断层倾角的增加而减小。

2)断层破碎带宽度越大,断层上、下盘界面所受的正应力越大,而断层上、下界面所受的剪应力逐渐减小。

3)随着含水层水压的增加,在工作面推进至断层 50m 时,断层上、下盘界面所受的正应力逐渐增

大,断层上、下盘所受的剪应力也随之增加;水压越大,断层突水危险性就越大。

### 参考文献

- [1] 黄存焯. 采动断层突水机理研究[D]. 长沙:中南大学, 2010.
- [2] 何满潮, 谢和平, 彭苏萍, 等. 深部开采岩体力学研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16):2803-2813.
- [3] 于广明, 谢和平, 杨伦, 等. 采动断层活化分形界面效应的数值模拟研究[J]. 煤炭学报, 1998, 23(4):396-400.
- [4] 卜万奎. 采场底板断层活化及突水力学机理研究[D]. 徐州:中国矿业大学, 2009.
- [5] 黎良杰, 钱鸣高, 李树刚. 断层突水机理分析[J]. 煤炭学报, 1996, 21(2):119-123.
- [6] 卜万奎, 茅献彪. 断层倾角对断层活化及底板突水的影响研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(2):386-394.
- [7] Ran J Q. Shear sliding failure of the jointed roof in laminated rock mass[J]. Rock Meth Rock Engng, 1994, 27(4):235-251.
- [8] 李凯, 茅献彪, 陈龙, 等. 采动对承压底板断层活化及突水危险性的影响分析[J]. 力学季刊, 2011, 32(2):261-268.
- [9] 张金才, 张玉卓, 刘天泉. 岩体渗流与煤层底板突水[M]. 北京:地质出版社, 1997.
- [10] 卢兴利, 尤春安, 孙锋, 等. 断层保护煤柱合理留设的数值模拟分析[J]. 岩土力学, 2006, 27(zk):239-242.

\*\*\*\*\*

\*\*\*\*\*

## “中国版”铁矿石期货完成首次交割

目前,大连商品交易所透露,2013年10月18日上市的铁矿石期货于2014年3月19日顺利进行首次交割,11403合约在最后交割日完成铁矿石期货交割100手,折合现货1万t。首次交割完成意味着全球首个实物交割模式的铁矿石期货品种完整地接受了市场的检验,也表明全球首个进行实物交割的“中国版”铁矿石期货适合中国“市情”。

## 32 临空区回采巷道优化布置防冲技术研究及应用

郭晓强<sup>1,2,3</sup>, 窦林名<sup>3</sup>, 曹安业<sup>3</sup>, 唐绍辉<sup>1,2</sup>, 文兴<sup>1,2</sup>

(1. 长沙矿山研究院有限责任公司 湖南 长沙 410012; 2. 金属矿山安全技术国家重点实验室 湖南 长沙 410012;  
3. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室 江苏 徐州 221116)

**摘要:** 为提前预防临近采空区侧回采巷道发生的冲击矿压灾害, 基于临空区回采巷道冲击破坏机理, 提出了降低静载以避免支承应力集中区为原则、削弱动载以增大传播介质衰减指数为原则的临空区巷道优化布置方式, 建立了力学模型, 理论计算了外错布置的布置参数, 并通过数值模拟方法对其进行验证, 对比分析了 2 种不同布置方式的所受动静载情况. 结果表明: 采用外错布置方式后围岩稳定性好、抗矿震扰动能力强, 结合现场工程实践, 采用外错布置技术取得了明显有效的防冲效果, 实证了其在冲击矿压防治方面的突出性.

**关键词:** 临空区; 冲击矿压防治; 动静载; 数值模拟; 矿震

中图分类号: TD322 文献标志码: A 文章编号: 1672 - 9102(2014)02 - 0006 - 08

### Study on rock burst prevention of optimized roadway near the goaf and its application

GUO Xiao - qiang<sup>1,2,3</sup>, DOU Lin - ming<sup>3</sup>, CAO An - ye<sup>3</sup>, TANG Shao - hui<sup>1,2</sup>, WEN Xing<sup>1,2</sup>

(1. Changsha Institute of Mining Research co. , Ltd, Changsha 410012, China;

2. State Key Laboratory of Safety Technology of Metal Mines, Changsha 410012, China;

3. State Key Laboratory of Coal Resources And Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** In order to prevent rock burst hazard of roadway near the goaf in advance, the optimized layout mode of roadway near the goaf was purposed, to reduce static load of avoiding concentration area of bearing stress, and to weak dynamic load of increasing attenuation coefficient of the propagation medium, based on the mechanism of rock burst failure for roadway near the goaf. Mechanic model was built to calculate the layout. And with the numerical simulation method, the parameter was proved. The result show that stability of the surrounding rock and the ability of disturbance rejection with the roadway by lateral layout mode are enhanced. Then based on site practice, the technology is achieved obviously effect and the prominence to prevent rock burst is proved.

**Key words:** near the goaf; rock burst prevention; dynamic and static load; numerical simulation; mining - induced seismic

冲击矿压是煤矿开采过程中一种典型的煤岩动力灾害, 对其防治主要包括提前预防和解除治理 2 个方面<sup>[1]</sup>. 回采巷道优化布置属于冲击矿压提前

预防措施的范畴, 是防治冲击矿压的根本性措施.

众多学者及工程技术人员对于回采巷道布置方式进行了详细的研究与探讨, 窦林名等<sup>[2]</sup>对于

收稿日期: 2013 - 10 - 30

基金项目: 国家自然科学基金和神华集团有限公司联合资助(51174285); 国家科技支撑计划资助项目(2012BAK09B01); 湖南省重大科技专项(2011FJ1003)

通信作者: 郭晓强(1986 - ) 男, 湖北黄冈人, 硕士, 助理工程师, 主要从事矿山压力、冲击矿压及采矿地球物理方面的研究工作. E-mail: xqguo2005@126.com

留设煤柱保护回采巷道的布置方式从防冲角度进行分析,提出屈服煤柱即小煤柱护巷方式,因为小煤柱处于巷旁支承载力的塑性区,煤体几乎全部被“压酥”,其内部不存在弹性核,也就不会存储大量的弹性能,从而减小冲击矿压发生的可能性。谢广祥等<sup>[3]</sup>、奚家米等<sup>[4]</sup>、杨科等<sup>[5]</sup>通过建立煤柱弹塑性模型进行力学计算,以及数值模拟、现场实测等手段相结合,对区段煤柱的合理宽度进行确定;郭延华等<sup>[6]</sup>、谢文兵等<sup>[7]</sup>对上分层开采后采空区及遗留煤柱应力分布规律进行了分析,提出了下分层回采巷道内错布置的方案,并且得出了下分层煤体内应力分布曲线,将下分层回采巷道布置在非应力集中区,从而解决巷道破坏严重、维护困难等现场实际问题,降低冲击危险性;李宝富<sup>[8]</sup>、翟英达等<sup>[9]</sup>研究厚煤层分层开采的回采巷道外错布置方式时,通过理论推导、相似模拟、数值模拟及现场测试等方法相互结合、补充,对动压区外错巷道围岩稳定性进行了较为系统的分析研究,同时从工程实践方面证明其安全可行性与经济性。

上述研究立足于现场实际对回采巷道各种布置方式的特点进行分析比较,采用不同的布置方式解决了围岩变形、支护困难、回采率低、瓦斯积聚、水害等问题,并通过理论分析、实验室研究、数值模拟等手段对其合理性进行验证;但对于错布置的参数还缺乏足够的理论依据,从防治临空区侧巷道冲击矿压灾害频发的角度进行理论分析与设计相对较少,特别是数值模拟手段只考虑了静载作用,对于不同巷道布置方式下的动载扰动情况没有相关研究,因此本论文从冲击矿压防治角度提出临空区巷道外错布置的理论依据,建立力学模型利用弹塑性理论计算其布置参数,通过动静载数值模拟方法验证外错布置技术的合理性,并结合现场进行效果检验;为冲击矿压防治供理论依据与参考。

## 1 临空区巷道冲击破坏机理

回采巷道开挖造成的局部应力集中,致使部分围岩受到一定程度的损伤破坏,遭到强度削弱的围岩结构在静载即原岩应力场叠加采动应力场作用下高于巷道围岩体的极限承载强度,就会引发回采巷道的冲击破坏,随着现代支护技术的发展,巷道受静载作用直接导致其煤岩系统冲击破坏的可能性极小。

往往回采巷道的冲击破坏是由于受外部煤岩体破裂产生震源效应传播而来的冲击动载 $\sigma_d$ 与已承受静载 $\sigma_j$ 叠加后使应力强度高于其极限强度

$\sigma_{bmin}$ 时,从而瞬间破坏,或经冲击动载应力波反复拉伸、挤压而发生冲击破坏,导致冲击显现<sup>[10-12]</sup>,动静载叠加作用诱发煤岩系统冲击破坏如图1所示。

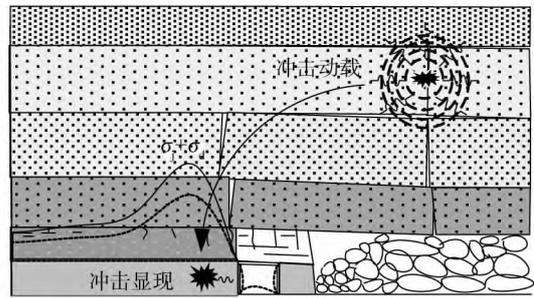


图1 巷道动静载作用下冲击破坏示意图

因此巷道冲击破坏的关键在于巷道围岩动静载的叠加影响,致灾过程中,动载荷 $\sigma_d$ 与煤岩系统原有静载荷 $\sigma_j$ 以矢量形式进行叠加(即 $\vec{\sigma} = \vec{\sigma}_j + \vec{\sigma}_d$ )。对于图1的临空区巷道布置开采地质模型,在动静载耦合作用下,围岩体冲击破坏的必要准则可如式(1)所示:

$$|\vec{\sigma}| = |\vec{\sigma}_j + \vec{\sigma}_d| > \sigma_{bmin}. \quad (1)$$

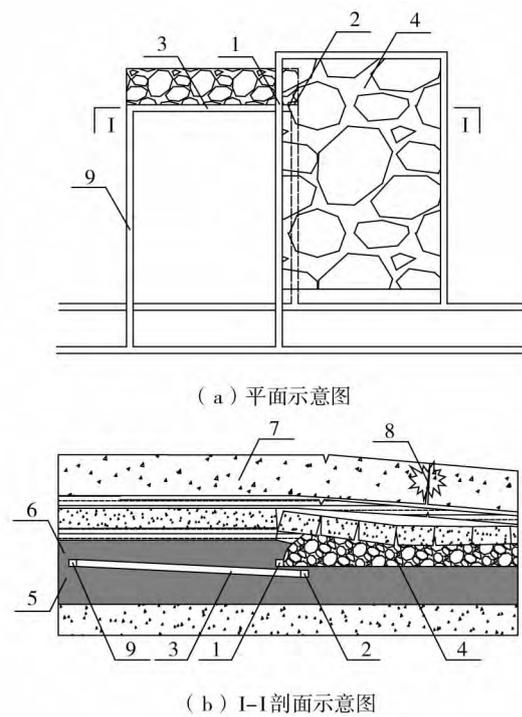
上式成立才有可能导致临空区围岩系统的冲击破坏,冲击矿压的强度则由动静载叠加超出极限载荷的大小、应力变化率以及围岩系统的冲击倾向性共同决定,成正相关关系。

对于临空区侧回采巷道,受上区段采动影响,上覆岩层受到不同程度的弯曲、破坏,承载能力削弱,导致承载位置向临空区侧移动,使接替区段临空区侧回采巷道承受的静载增加;同时接替区段工作面回采时,高能量矿震动载主要由于上区段未完全稳定的覆岩断裂诱发,对于临空区侧回采巷道动载扰动最为强烈;因此临空区侧回采巷道动静载叠加后应力强度更容易超过其围岩支护体系的承载极限,从而增加其冲击破坏的可能性。

## 2 临空区巷道回采巷道布置及原则

鉴于采用留煤柱护巷方式的临空区巷道冲击矿压频发现状以及对临空区巷道冲击破坏机理的理论分析,为解决临空区巷道冲击矿压问题,提出外错布置方式。在上区段工作面回采顶煤时,采用全部垮落法形成上区段采空区,然后在临近上区段采空区下方的底煤中布置接替区段回采巷道,接替区段回采巷道与上区段内侧回采平巷平行交错间隔一段距离,在接替区段工作面的另一侧布置与上区段内侧回采平巷平行的接替区段非临空区回采巷道,使接

替区段工作面呈倾斜布置,之后进行接替区段工作面的回采工作,布置示意图如图2所示。



1. 上区段内侧回采平巷; 2. 接替区段临空区回采巷道; 3. 接替区段工作面; 4. 上区段采空区; 5. 底煤; 6. 顶煤; 7. 亚关键层; 8. 矿震; 9. 接替区段非临空区回采巷道

图2 临空区巷道外错布置示意图

这种布置方式以降低临空区巷道所承受叠加动静载为主要原则,从回采巷道优化布置角度进行冲击矿压的提前预防。

### 2.1 外错布置降低静载原则

原岩应力场因煤层开采位置的固定而无法改变;如果要从降低静载的角度对临空区巷道进行卸压保护,必须对静载的另外一个组成部分—采动支承压力的分布特征进行分析:上区段采空区侧,由于煤体被采出,导致采空区边缘有一段位置处于应力降低区,而随着顶板的垮落及其煤岩体的碎胀性,采空区间逐渐被压实,重新稳定,趋于原岩应力水平。根据外错布置降低静载原则选择临空区巷道的合理布置位置时,接替区段临空区回采巷道最优布置位置即选择在该应力降低区,从而避开采动支承应力影响区。

### 2.2 外错布置削弱动载原则

随着接替区段工作面的回采,开采扰动导致未完全稳定的上区段采空区上方的覆岩弯曲破坏甚至断裂,对接替区段采掘空间形成动载扰动,且以应力波形式向外传播能量;其传播过程中会对煤岩系统产生应力扰动。根据已有研究<sup>[13]</sup>,假设煤岩体

为三维弹性各向同性连续介质,则应力波在煤岩体中产生的动载荷可如式(2)所示:

$$\begin{cases} \sigma_{dp} = \rho V_p (V_{pp})_p; \\ \sigma_{ds} = \rho V_s (V_{pp})_s. \end{cases} \quad (2)$$

式中  $\sigma_{dp}$ 、 $\sigma_{ds}$  为 P 波、S 波产生的动载, MPa;  $\rho$  为煤岩介质密度,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;  $V_p$ 、 $V_s$  为 P 波、S 波传播的速度,  $\text{m}/\text{s}$ ;  $(V_{pp})_p$ 、 $(V_{pp})_s$  为质点由 P 波、S 波传播引起的峰值振动速度,  $\text{m}/\text{s}$ 。

应力波是以球形波方式在矿井空间范围内传播,随球体半径不断增大向外几何扩散;震动波的能量  $E_i$  与质点峰值位移振幅  $A_i$  的平方成正比,而震动波质点位移的振幅  $A_i$  与扩散半径  $l_i$  成反比,如式(3)所示。随着矿震动载向外传播距离的增加而不断衰减<sup>[12]</sup>。

$$\begin{cases} E_i \propto A_i^2; \\ A_i \propto \frac{A_0}{l_i}. \end{cases} \quad (3)$$

式中  $A_0$  为震源处的峰值位移振幅,  $\text{m}$ 。

根据式(2)、式(3)则可以得出  $E_i$  与应力扰动  $\sigma_d$  的相互关系,如式(4)所示:

$$\begin{cases} E_i \propto (V_{pp})_i^2; \\ E_i \propto \sigma_d^2. \end{cases} \quad (4)$$

震动波在煤岩介质传播过程中,除因几何扩散而发生一定衰减外,同时受到煤岩结构的塑性、非线性等阻尼作用,应力扰动进一步被损耗和吸收,这是震动波在传播介质中的固有衰减特性,主要是由于介质的内摩擦和热传导引起的能量耗散。此外,震动波在煤岩介质中传播时,遇到断层、悬落柱等地质构造时,还会出现震动波的折射与反射等,即产生散射效应,对应力扰动进一步衰减。但是由于岩层结构的复杂性,散射衰减难以和介质固有衰减分离开,因此,矿震动载震动波衰减规律研究往往以指数衰减形式近似进行描述。根据已有震动波能量衰减理论<sup>[13]</sup>的研究及以上分析,矿震震源动载经传播介质衰减后对临空区巷道造成的动载扰动  $\sigma_d$  如式(5)所示<sup>[14]</sup>:

$$\sigma_d = \sigma_0 \times e^{-\eta/l}. \quad (5)$$

式中  $\sigma_0$  为矿震震源处动载强度, MPa;  $l$  为矿震震源与巷道之间的传播距离,  $\text{m}$ ;  $\eta$  为传播介质对矿震动载的衰减指数。

由于临空区巷道布置范围的局限性,对于矿震震源处动载强度  $\sigma_0$  与矿震震源与巷道之间的传播距离  $l$  都难以有较大的改变;而传播介质对矿震动载的衰减指数  $\eta$  与介质的完整性、强度、孔隙率等性能指标有密切关联,且传播介质对冲击震动波的

吸收程度随介质的破碎度和松散度的增大而增大。

因此采用外错布置方式后,恰好可以利用上区段采空区的松散破碎软弱围岩结构对外部矿震震源震动波的强衰减作用而削弱矿震动载对临空区外错巷道的应力扰动。

### 3 布置参数理论计算

根据外错布置原则已确定临空区回采巷道大致布置位置,但具体布置位置尚需要考虑底板岩层应力分布特征进行确定。

考虑外错布置时,上区段工作面已回采结束,上覆处于采动影响范围内的“三带”岩梁已趋于稳定,固定支承应力的峰值位置对采空区侧底板岩层应力分布起主要作用,因此在实煤体侧建立弹塑性力学模型对固定支承应力峰值位置进行理论计算,如图3所示。

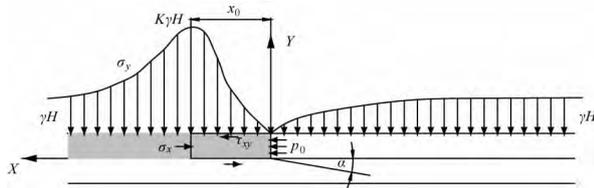


图3 固定支承应力峰值位置计算模型

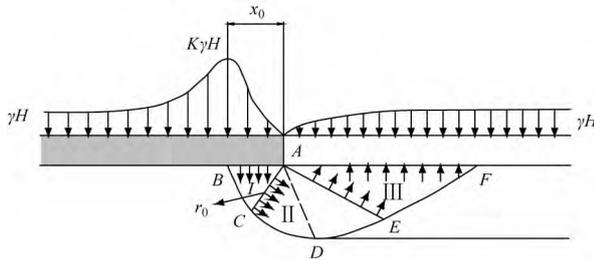


图4 底板破坏特征模型

根据弹塑性理论,根据文献[3,15]的力学推导,解得极限强度区域的巷帮支承应力 $\sigma_y$ 随位置变化的计算公式如式(6)所示:

$$\sigma_y = \left[ \frac{1}{\beta} (p_0 - \gamma_0 x_0 \sin \alpha) + \frac{C_0 + M \gamma_0 \sin \alpha}{\tan \varphi_0} \right] \times \exp \left\{ \frac{M \beta \gamma_0 \cos \alpha - \tan^2 \varphi_0}{\beta} + \frac{\tan \varphi_0}{M \beta} x + \left( \frac{\tan^2 \varphi_0}{M \beta} - \gamma_0 \cos \alpha \right) y \right\} \quad (6)$$

式中 $\beta$ 为煤柱塑性极限区侧压系数 $\beta = \mu / (1 - \mu)$ ;  $\gamma_0$ 为煤体容重 $\text{kN/m}^3$ ;  $p_0$ 为侧向约束力 $p_0 = C_0 \tan \varphi_0, \text{N}$ ;  $C_0$ 为煤层与顶底板界面处的粘聚力 $\text{MPa}$ ;  $\varphi_0$ 为煤体摩擦角 $(^\circ)$ ;  $\alpha$ 为煤层倾角 $(^\circ)$ ;  $M$ 为煤层开采厚度 $\text{m}$ 。

根据边界条件:

$$\sigma_y(x = x_0, y = M) = K \gamma H \cos \alpha. \quad (7)$$

解得固定支承压力峰值点距巷帮的表达式如式(8)所示:

$$x_0 = \frac{M \beta}{\tan \varphi_0} \ln \left[ \frac{\beta (K \gamma H \cos \alpha \tan \varphi_0 + C_0 + M \gamma_0 \sin \alpha)}{\beta (C_0 + \gamma_0 \sin \alpha) + C_0} \right]. \quad (8)$$

即距离巷帮 $x_0$ 处,固定支承应力达到峰值点,巷帮实煤体处于极限平衡状态。

受固定支承应力影响,巷帮底板岩层在一定范围内变形、破坏,对下区段回采巷道支护与围岩状况造成影响的主要是剪切滑移特征,因此在选择合理位置时必须以避免处于剪切滑移极限破坏区域为原则。借鉴土力学中的地基计算模型,根据矿井工程实际,巷帮煤体与底板的关系近似于建筑物的基础与地基的关系,因此可建立巷旁底板破坏特征模型<sup>[16]</sup>,如图4所示。

根据上述模型, $D$ 点为受固定支承应力影响最深点,整个底板呈现剪切滑移变形或破坏,根据塑性理论,将底板极限平衡区划分为如上图所示的I、II、III 3个区,分别为主动应力区、过渡区、被动应力区。

根据I、III区中角度关系为

$$\begin{cases} \angle CAB = \angle CBA = \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2}; \\ \angle EAF = \angle EFA = \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2}. \end{cases} \quad (9)$$

II区中 $CE$ 曲线是以 $A$ 为原点、 $AC$ 为半径 $r_0$ 、底板岩层内摩擦角 $\varphi_1$ 为极角的对数螺线,螺线上任意点与原点距离为极径 $r$ ,其方程为

$$r = r_0 \exp(\theta \tan \varphi_1). \quad (10)$$

式中 $\theta$ 为极径 $r$ 与 $AC$ 的夹角。

根据式(9)、式(10)得出:

$$\begin{cases} r_0 = x_0 / \left[ 2 \cos \left( \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} \right) \right]; \\ r_{AE} = r_0 \exp \left( \frac{\pi}{2} \tan \varphi_1 \right); \\ L_{AF} = 2 r_{AE} \cos \left( \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_1}{2} \right). \end{cases} \quad (11)$$

从而计算出受固定支承应力影响导致的底板极限剪切滑移变形、破坏距离为

$$L_{AF} = x_0 \tan \left( \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_1}{2} \right) \exp \left( \frac{\pi}{2} \tan \varphi_1 \right). \quad (12)$$

因此根据以上临空区巷道布置原则与理论计算:1)考虑削弱动载因素,基于应力波衰减特征,将接替区段回采巷道布置在采空区下方,利用其垮落松散结构削弱外围矿震动载的扰动;2)具体布

置参数中水平错距  $L_{AF}$  的确定主要以避开临空区回采巷道采动支承应力的影响为原则,同时考虑固定支承应力影响导致的底板极限剪切滑移破坏;3)对于垂直错距,由于临空区巷道布置范围的局限性,对于矿震震源处动载强度  $\sigma_0$  与矿震震源与巷道之间的传播距离  $l$  都难以有较大的改变,其确定主要考虑现场设置人工假顶的稳定性情况。

#### 4 外错布置数值模拟

由于本次研究主体为矿震动载扰动的分析研究,仅用 FLAC<sup>2D</sup> 有限元数值模拟软件以及内置 Dynamic、Movie 等模块功能就可以达到要求,因此拟采用 FLAC<sup>5.0</sup> 软件进行模拟计算。

以某煤矿 25 采区 25090 与 25110 工作面为研究对象,拟采用 2 种不同回采巷道防冲布置方式进行对比分析: I) 采用小煤柱护巷方式; II) 采用已分析的外错布置方式。初始模型结构示意图如图 5 所示。模型的岩层结构及参数见表 1。

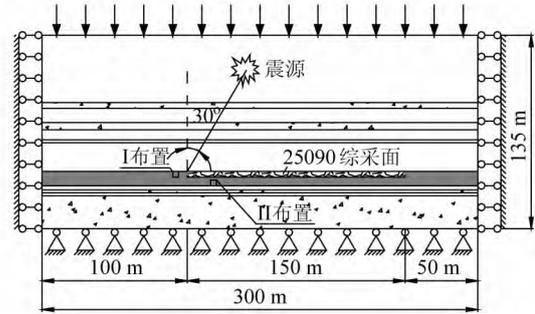


图 5 初始模型示意图

表 1 模型岩层结构及岩性参数

岩性	厚度/m	密度/(kg/m <sup>3</sup> )	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)
泥岩	47	2 200	8.0	4.8	0.5	2.3	35
砾岩	4	2 630	12.5	8.6	0.2	5.6	35
泥岩	10	2 200	8.0	4.8	0.5	2.3	35
砾岩	5	2 630	12.5	8.6	0.2	5.6	35
泥岩	7	2 200	8.0	4.8	0.5	2.3	35
煤层	2	1 300	5.0	2.3	0.1	1.0	27
泥岩	20	2 700	8.0	4.8	0.5	2.3	35
2-1 煤	10	1 300	5.0	2.3	0.1	1.0	27
泥岩	3	2 700	8.0	4.8	0.5	2.3	35
中砂岩	2	2 600	13.0	9.0	0.6	5.4	35
泥岩	2	2 700	8.0	4.8	0.5	2.3	35
中砂岩	23	2 600	13.0	9.0	0.6	5.4	35

##### 4.1 静载水平数值模拟

根据所采 2-1 煤及其顶底板的岩性情况,采用式(8)及式(12)进行理论计算得:  $x_0 = 5.5$  m,  $L_{AF} = 16.5$  m。为对比理论计算与数值模拟计算结果,结合现场实际施加边界条件,计算至静压平衡,然后如示意图所示开挖 25090 工作面( $Y$  向 36~40 m)继续计算至平衡,提取接替区段侧固定支承应力( $Y = 38$  m)如图 6 所示,底煤中垂直应力分布如图 7 所示。

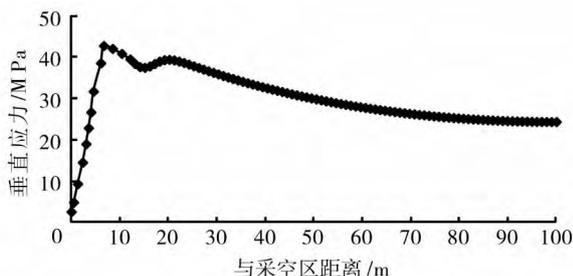


图 6 接替区段侧固定支承应力分布

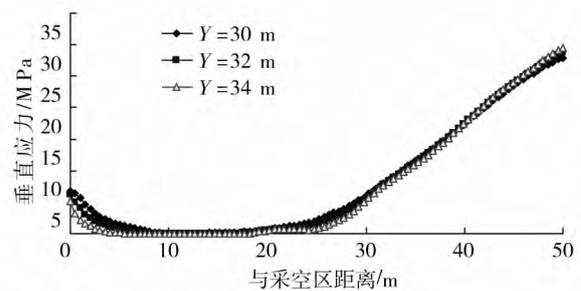


图 7 底煤中垂直应力分布

可以看出,固定支承应力的峰值位置距离采空区边缘约 6.5 m;底煤中卸压效果明显,垂直应力水平极低,从采空区边缘 6.5 MPa 逐渐下降,距离 5 m 处趋近于 0 MPa 直至距离 25 m,然后逐渐上升,因此接替区段回采巷道选择水平外错布置参数时,最佳位置为距离采空区边缘 5~25 m。

结合底板岩层剪切滑移破坏特征,如图 8 所示。

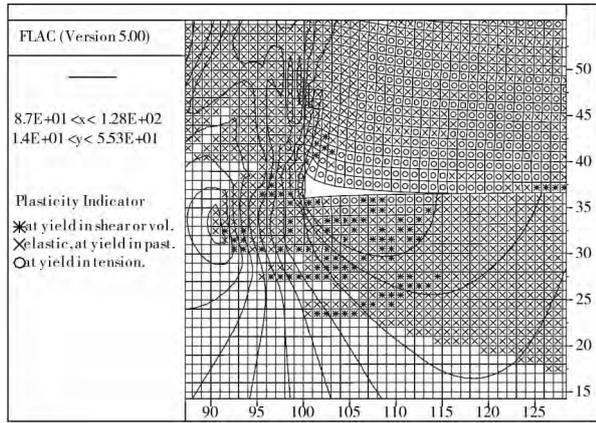


图8 底煤单元体塑性破坏特征

由图8知,底煤以剪切破坏为主要特征,剪切破坏区宽度约为16 m,因此接替区段临空区巷道选择外错布置时,从错开底煤剪切破坏区原则时,

至少距采空区边缘16 m处布置。

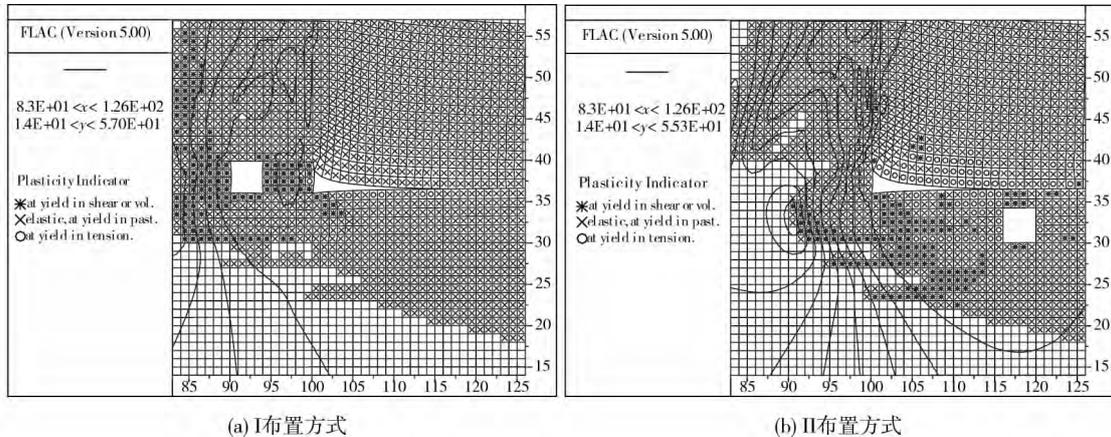
综合以上分析发现,理论计算与数值模拟计算结果几乎一致;因此拟采用的2种不同布置方式的具体参数为 I) 采用小煤柱护巷方式,煤柱宽度6 m; II) 采用外错布置方式,水平错距为16 m,竖直错距为人工假顶厚度2 m。

开挖留设小煤柱回采巷道或外错巷道后分别计算至平衡,由于外错巷道布置在底煤中、处于应力降低区,相比于留设小煤柱布置方式,其垂直应力扰动极为轻微;提取2种不同布置方式的回采巷道不同位置的变形等特征量,对比情况见表2。

可见,采用外错布置后两帮及顶底板的变形速度、变形量等特征量明显得到优化,且优化程度极高。为对比其围岩塑性破坏情况,提取2种不同布置方式的塑性区分布,如图9所示。

表2 特征量对比情况

特征量	水平变形速度最大值/(m/s)		水平变形量/m		垂直变形速度最大值/(m/s)		垂直变形量/m	
	左帮	右帮	左帮	右帮	顶板	底板	顶板	底板
留设小煤柱布置	$7.2 \times 10^{-4}$	$5.2 \times 10^{-4}$	$1.3 \times 10^{-1}$	$5.8 \times 10^{-2}$	$6.4 \times 10^{-4}$	$8.8 \times 10^{-4}$	$4.5 \times 10^{-2}$	$9.0 \times 10^{-2}$
外错布置	$8.5 \times 10^{-5}$	$1.2 \times 10^{-4}$	$7.5 \times 10^{-3}$	$3.0 \times 10^{-3}$	$1.8 \times 10^{-5}$	$5.0 \times 10^{-6}$	$1.4 \times 10^{-5}$	$2.0 \times 10^{-2}$
优化率/%	88	78	94	95	97	99	100	78



(a) I布置方式

(b) II布置方式

图9 2种不同布置方式的巷道围岩单元体塑性区破坏特征

由上图可以看出,围岩单元塑性破坏特征方面,II布置围岩单元完整性好,I布置围岩单元剪切破坏严重、比例大。由此可见采用外错布置方式后围岩状况得到明显改善。

#### 4.2 动载水平数值模拟

由临空区巷道冲击破坏机理可知,巷道在不同程度的静载作用下,不同强度的动载扰动对于巷道围岩冲击破坏起着诱发或主导作用,由静载水平的数值模拟已知临空区外错巷道能避开应力集中区并且保证巷道围岩的稳定性,但由于矿井开采逐渐

向深部水平发展,依赖于错开静载的应力集中还不能完全保证冲击矿压的防治,强烈的动载还是会叠加影响后的巷道围岩发生冲击破坏,从而在外错巷道中发生冲击矿压事故,因此对于临空区巷道动载水平也需进行数值模拟分析及研究。

动载水平的数值模拟研究的一个重要前提就是对矿震动载参数即震动波方程的合理化确定;国内外学者已经做过大量研究<sup>[17-19]</sup>,一种是偏于理论的简谐波,另外一种偏于实际的现场实测爆破速度时程曲线、震动速度波形数据。根据有关理

论<sup>[20]</sup>分析,由于矿震形成的复杂性与特殊性,相同能量大小的矿震由于震源破裂机制不同存在不同的震源效应,对于巷道围岩体的冲击破坏作用是不一致的,因此理论的简谐波没有考虑其破裂特性是不全面的;同时现场实测的速度时程曲线或速度波形数据虽然来源于现场,但由于采集系统及煤岩介质的干涉,是震源-煤岩介质-采集系统的综合反映,难以获得真正实际的动态响应的振动速度、位移等时程曲线,因此也是不合理的。综上分析,且结合临空区上覆岩梁断裂形式采用的震源时间函数如式(13)所示<sup>[20]</sup>,近似其诱发的矿震震源时程曲线。

$$A(t) = \begin{cases} \frac{1}{2}A_0 [1 - \cos(\frac{2\pi t}{\tau})] & t_0 < t < \tau + t_0; \\ 0 & t < t_0 \text{ 或 } t > \tau + t_0. \end{cases} \quad (13)$$

式中  $A_0$  为应力波的峰值振幅,  $m$ ;  $\tau$  为脉冲宽度  $\tau = 1/f$   $s$ ;  $t_0$  为震源脉冲起始时间  $s$ 。

近似选取震源参数,地震矩  $M_0 = 1.0 \times 10^{13}$   $N \cdot m$ ,  $V_p = 3000$   $m/s$ ,主频  $f_0 = 50$   $Hz$ ,位置为顶板岩层亚关键层处,入射角  $60^\circ$ 。

利用 FLAC<sup>2D</sup> 数值模拟软件的 Dynamic 模块功能,通过 Table 导入矿震震动波形的垂直与水平振

幅速度,为保证动载对临空区巷道的充分影响,设置运算条件即  $Dynamic\ time = 1.0$   $s$  至计算结束。

继而采用 FLAC<sup>2D</sup> 数值模拟软件的 Movie 功能,以计算时步为间隔,记录数值模型计算过程中震动波传播及其对静载垂直应力形成扰动的演化过程,如图 10 所示。

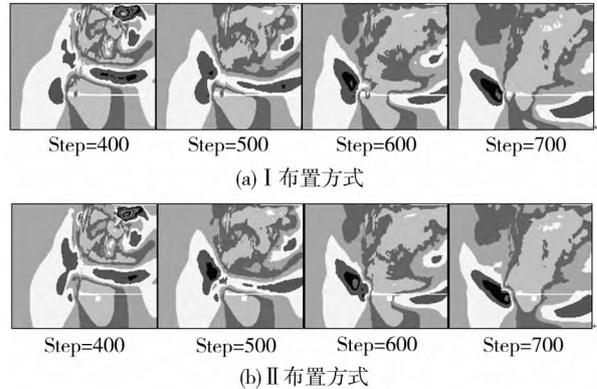


图 10 2 种不同布置方式的矿震动载对垂直应力扰动演化过程

提取 2 种不同布置方式的两帮及顶底板测站应力、变形速度、变形量、变形加速度等特征量数据进行对比分析其受矿震动载影响强度,见表 3。

表 3 动载扰动特征量对比情况

特征量 位置	水平应力波动/Pa		水平变形量波动/m		垂直应力波动/Pa		垂直变形量波动/m	
	左帮	右帮	左帮	右帮	顶板	底板	顶板	底板
留设小煤柱布置	—	$1.7 \times 10^6$	$1.4 \times 10^{-1}$	$2.5 \times 10^{-1}$	$3.3 \times 10^6$	—	$4.0 \times 10^{-1}$	$7.0 \times 10^{-2}$
外错布置	—	$1.2 \times 10^6$	$1.2 \times 10^{-1}$	$2.0 \times 10^{-1}$	$2.4 \times 10^6$	—	$2.0 \times 10^{-1}$	$1.0 \times 10^{-2}$
优化率/%	—	29	14	20	27	—	50	86

根据以上 2 种不同布置方式的动载水平数值模拟,对比发现,采用外错布置方式的临空区巷道对于动载的削弱程度较高,抗扰动能力优于采用留设小煤柱布置方式。

## 5 现场工程实践

结合前面的理论分析与数值模拟,该临空区外错布置比较适用于厚度大于 4 m 的中硬煤层开采,且存在冲击矿压灾害威胁的综采、综放工作面。

因此,针对临空区留设小煤柱布置回采巷道的冲击矿压频发问题,接替区段 25110 工作面临空区侧采用外错布置方式:将上巷轨道顺槽往外平错 25090 下巷运输顺槽 15.8 m,竖直错距 2 m,布置在 25090 采空区下方,为防止回采导致 2 m 厚的留煤顶板破碎使老空区水、瓦斯涌入,外错布置端采用人工假顶防水、防瓦斯、防漏冒,即采用单体支柱配合工字钢、锚网、灌浆水泥袋形成 T 型棚复合支

护;其它通风、瓦斯抽放、安全监测、排水系统同常规布置的初步设计进行,无特殊要求。

根据微震监测系统对 25110 工作面回采期间的矿震事件进行实时、连续监测,上、下巷矿震事件在不同能级区间的频次与百分比情况统计如图 11 所示,较大矿震事件平面分布情况如图 12 所示。

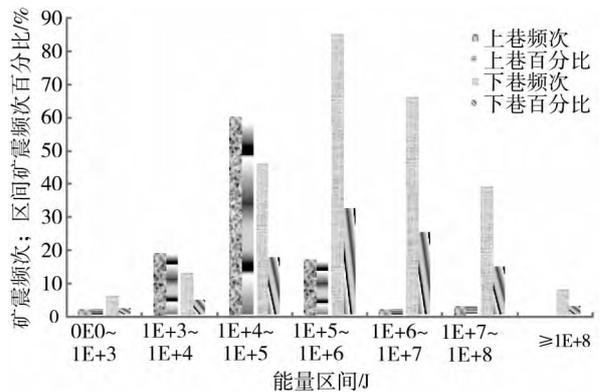


图 11 两巷矿震能量分级统计

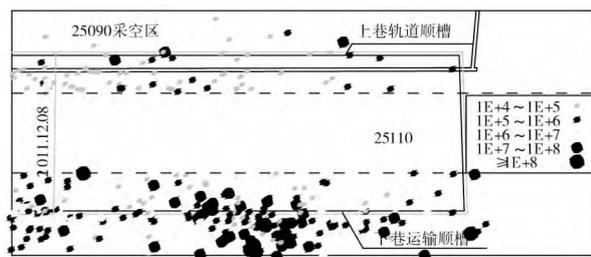


图 12 矿震平面分布 ( $E \geq 1E+4 J$ )

由上图可以分析得出:采用外错布置的上巷周边矿震分布离散,数量上明显少于下巷,且主体矿震能量强度上也低于下巷 2 个数量级,高能量矿震少,即上巷周边矿震活动性明显较弱于下巷,诱发冲击的可能性得到有效预防。同时结合现场冲击矿压显现记录情况:掘进期间 6 次、回采期间 4 次冲击矿压事故,全部发生在非临空区侧(下巷)。可见采用外错布置方式后,临空区侧冲击矿压危险性明显低于非临空区侧,甚至没有发生冲击矿压案例,从根本上避免了冲击矿压威胁,取得了明显的防治效果。

## 6 结论

1) 基于动静载叠加诱发回采巷道冲击破坏模型,理论分析了临空区巷道冲击破坏机理,受回采影响,临空区巷道所受动、静载分别增加,导致叠加后应力强度更容易超过其围岩支护体系的承载极限,增加其冲击破坏的可能性;继而分别从降低静载、削弱动载原则的角度提出临空区回采巷道的外错布置方式。

2) 根据支承应力的分布特征及底板岩层剪切滑移破坏特征,建立力学模型计算了外错布置的水平错距  $L_{AF}$ ,并结合静载水平的数值模拟,验证其理论计算的准确性;对于垂直错距,其确定主要考虑现场设置人工假顶的稳定性情况。

3) 通过数值模拟方法,对比 2 种不同布置方式的静载、动载情况,采用外错布置后巷道围岩应力与变形明显减小,且围岩稳定性更好;合理选取矿震动载,模拟其对临空区回采巷道的扰动情况,发现采用外错布置方式的临空区巷道对于动载的削弱程度较高,抗扰动能力得到明显提高。

4) 结合现场工程实践,外错布置技术在煤矿现场得到成功实践,取得了明显、有效的防冲效果,实证了其在冲击矿压防治方面的突出性。

### 参考文献:

[1] 龚林名,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.

- [2] Dou L M, Lu C P, Mu Z L, et al. Prevention and forecasting of rock burst hazards in coal mines [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2009, 19 (5): 585 - 591.
- [3] 谢广祥,杨科,刘全明.综放面倾向煤柱支承压力分布规律研究[J].岩石力学与工程学报,2006,25(3):545 - 549.
- [4] 奚家米,毛久海,杨更社,等.回采巷道合理煤柱宽度确定方法研究与应用[J].采矿与安全工程学报,2008,25(4):400 - 403.
- [5] 杨科,王颂华,王树全.综放回采巷道护巷煤柱合理宽度分析[J].辽宁工程技术大学学报,2006,25(S):30 - 33.
- [6] 郭延华,李良红,张增祥,等.内错式下分层回采巷道围岩变形破坏机理研究[J].河北工程大学学报,2007,24(2):20 - 23.
- [7] 谢文兵,史振凡,殷少举.近距离跨采对巷道围岩稳定性影响分析[J].岩石力学与工程学报,2004,23(12):1986 - 1991.
- [8] 李宝富.动压区外错式巷道围岩稳定性研究[D].太原:太原理工大学,2004.
- [9] 翟英达,李宝富.回采巷道外错布置的理论与实践[J].太原理工大学学报,2006,37(4):420 - 422.
- [10] 高明仕,龚林名,张农,等.冲击矿压巷道围岩控制的强弱力学模型及其应用分析[J].岩土力学,2008,29(2):359 - 364.
- [11] 潘岳,王志强.岩体动力失稳的功、能增量—突变理论研究方法[J].岩石力学与工程学报,2004,23(9):1433 - 1438.
- [12] 曹安业,范军,牟宗龙,等.矿震动载对围岩的冲击破坏效应[J].煤炭学报,2010,35(12):2006 - 2010.
- [13] Slawomir J G, Andrzej K. 矿震学引论[M].北京:地震出版社,1998.
- [14] 高明仕,龚林名,张农,等.岩土介质中冲击震动波传播规律的微震试验研究[J].岩石力学与工程学报,2007,26(7):1365 - 1371.
- [15] 李佃平,郭晓强,龚林名,等.防冲煤柱合理宽度的确定方法研究及应用[J].金属矿山,2011(8):60 - 63.
- [16] 钱鸣高,石平五.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2003.
- [17] 朱万成,左宇军,尚世明.动态扰动触发深部巷道发生失稳破裂的数值模拟[J].岩石力学与工程学报,2007,26(5):915 - 921.
- [18] 许强,黄润秋,王来贵.外界扰动诱发地质灾害的机理分析[J].岩石力学与工程学报,2002,21(2):280 - 284.
- [19] 叶根喜,姜福兴,郭延华,等.煤矿深部采场爆破地震波传播规律的微震原位试验研究[J].岩石力学与工程学报,2008,27(5):1053 - 1058.
- [20] 曹安业.采动煤岩冲击破裂的震动效应及其应用研究[D].徐州:中国矿业大学,2009.

蔡武, 窦林名, 李振雷等. 2014. 微震多维信息识别与冲击矿压时空预测——以河南义马跃进煤矿为例. 地球物理学报, 57(8): 2687-2700, doi:10.6038/cjg20140827.

Cai W, Dou L M, Li Z L, et al. 2014. Microseismic multidimensional information identification and spatio-temporal forecasting of rock burst: A case study of Yima Yuejin coal mine, Henan, China. *Chinese J. Geophys.* (in Chinese), 57(8): 2687-2700, doi:10.6038/cjg20140827.

## 33 微震多维信息识别与冲击矿压时空预测 ——以河南义马跃进煤矿为例

蔡武<sup>1,2,3</sup>, 窦林名<sup>1,2\*</sup>, 李振雷<sup>1,2,3</sup>, 刘军<sup>4</sup>, 巩思园<sup>1</sup>, 何江<sup>2</sup>

1 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 徐州 221116

2 中国矿业大学矿业工程学院, 徐州 221116

3 中国矿业大学深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 徐州 221116

4 义马煤业集团股份有限公司, 河南义马 472300

**摘要** 随着煤炭开采深度和强度的增大, 冲击矿压已成为煤矿普遍的安全问题. 具体针对煤矿冲击矿压的时空预测难题, 进一步发展了微震多维信息的时空预测方法: 首先, 构建微震多维信息识别指标体系, 包括优选的频次指标和新提出的震源集中程度、最大应力和总应力当量指标; 其次, 基于归一化方法、异常分级判别准则和时空统计滑移模型, 分别获得各指标的时序曲线和空间云图; 然后, 采用  $R$  值评分法评估和检验各指标的预测效能, 并依此赋予各指标权重; 最后, 应用综合异常指数方法, 实时定量分析监测区域的冲击险状态、具体危险区域及等级. 预测实例表明, 该方法综合考虑了微震时、空、强要素, 预测效能较高, 并能从时序上定量描述监测区域的冲击危险状态, 空间上定量反映监测时段内的冲击危险区域及等级, 现场中指导实施防冲措施, 在一定程度上解决了现场防冲措施实施的盲目性, 从而进一步发展了煤矿冲击矿压的时空监测预报方法.

**关键词** 冲击矿压; 微震多维信息; 异常分级判据; 综合异常指数; 时空预测

doi:10.6038/cjg20140827

中图分类号 P631

收稿日期 2013-07-15, 2014-07-04 收修定稿

### Microseismic multidimensional information identification and spatio-temporal forecasting of rock burst: A case study of Yima Yuejin coal mine, Henan, China

CAI Wu<sup>1,2,3</sup>, DOU Lin-Ming<sup>1,2\*</sup>, LI Zhen-Lei<sup>1,2,3</sup>, LIU Jun<sup>4</sup>, GONG Si-Yuan<sup>1</sup>, HE Jiang<sup>2</sup>

1 State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China

2 School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China

3 Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining (CUMT), Ministry of Education, Xuzhou 221116, China

4 Yima Coal Group Co., Ltd, Yima Henan 472300, China

**Abstract** As the depth and intensity of coal mining increase, rockbursts have been common security issues in coal mines. For solving the difficult problem of the spatio-temporal forecasting of rock bursts, the method of the spatio-temporal forecasting for rock bursts was further

**基金项目** 中央高校基本科研业务费专项资金(2013DXS03); 国家重点基础研究发展规划(973)(2010CB226805); 国家自然科学基金和神华集团有限公司(51174285, 51204165); 江苏高校优势学科建设工程项目(SZBF2011-6-B35)资助.

**作者简介** 蔡武, 男, 1988 年生, 博士研究生. 主要从事采矿地球物理、冲击矿压、矿山压力等方面的研究. E-mail: aaacaiwu@126.com

\* **通讯作者** 窦林名, 男, 1963 年生, 教授, 博士生导师, 工学博士, 主要从事采矿地球物理、冲击矿压、矿山压力等方面的研究.

E-mail: lmdou@cumt.edu.cn

developed using microseismic multidimensional information (MMI). First, the index system of MMI identification was established, including the preferred index about the frequency and the proposed indexes about the hypocenter concentration, the maximum and total equivalent stresses. Secondly, the temporal sequence curves and the spatial contour nephograms of each index were obtained based on the normalization method, the classification criteria of anomaly, and the spatially and temporally statistical smoothed model. Moreover, the score method of R-value was adopted to evaluate and verify the forecasting efficiency of each index, and further determine the weights for each index. Finally, using the method of comprehensive anomaly index, the dangerous state, the specific hazardous areas and levels of rock burst were quantitatively analyzed in real time for the monitoring area. A forecasting example shows that this method has considered the microseismic time-space-strength factor, and played a better prediction on the rock burst. Specifically, it can quantitatively describe the dangerous state of rock burst for the monitoring area in time; reflect the hazardous areas and levels of rock burst in space; and guide the implementation of the measures to control rock burst in the field. Therefore, this study can, to some degree, solve the blindness in implementing the measures to control rock burst, and further develop the approach to monitor and forecast rock burst in space and time.

**Keywords** Rock burst; Microseismic multidimensional information; Classification criteria of anomaly; Comprehensive anomaly index; Spatio-temporal forecasting

## 1 引言

冲击矿压是一种开采诱发的矿山震动,不仅能造成井巷破坏、人员伤亡、地面建筑物破坏,而且还会引起瓦斯、煤尘爆炸(Bräuner, 1994; Dou et al., 2012). 由于这种灾害发生时间、地点、位置等的复杂多样性和突发性,对其防治,特别是时空预测是世界性的难题. 正因为如此,现场的多起冲击矿压事故给工作面安全回采和巷道掘进带来了巨大威胁,也给矿井造成了巨大的经济损失. 如河南义马千秋煤矿 2011 年“11·3”冲击矿压事故,造成 10 人死亡,75 人受困;江苏徐州张双楼煤矿 2011 年“7·30”冲击矿压事故,造成 6 名矿工遇难;辽宁阜新孙家湾煤矿 2005 年“2·14”特大瓦斯爆炸事故,冲击矿压诱发,214 人死亡;安徽淮北卢岭煤矿 2003 年“5·13”瓦斯爆炸事故,冲击矿压诱发,86 人死亡. 随着开采水平向深部转移,冲击矿压威胁会更大,成为了制约矿井安全高效生产的主要难题.

目前,冲击矿压的监测方法主要包括:微震监测(姜福兴等,2006;陆菜平等,2010;夏永学等,2010;吕进国和潘立,2010)、电磁辐射监测(王恩元等,2009;He et al., 2011; Wang et al., 2011)、声发射监测(贺虎等,2011)、钻屑监测(Gu et al., 2012)、应力监测(曲效成等,2011)、电荷感应技术(潘一山等,

2013)等. 微震监测方法能够对全矿范围进行实时监测,是一种区域性、及时监测方法,能够给出震动后的各种信息,具有不损伤煤岩体、劳动强度小、时间和空间连续等优点. 该技术目前被公认为煤岩动力灾害监测最有效和最有发展潜力的监测方法之一(Tang C A, et al., 2010; Xu et al., 2011). 在此基础上,国内外学者提出了大量微震时序监测预报方法和指标(Xie and Pariseau., 1993; Gibowicz and Kijko., 1994; Fujii et al., 1997 吕进国和潘立, 2010;唐礼忠等,2012),如能量和频次、 $b$ 值、 $A(b)$ 值、 $P(b)$ 值、 $\eta$ 值、时空扩散性、能量指数、视在应力、视在体积、最大剪切地震矩、分形维数等. 近年来,将震动层析成像技术和微震实时监测相结合(Lurka, 2008; Luxbacher et al., 2008 窦林名等,2014),是冲击危险性区域评价和预测的最新发展方向,该技术很好地解决了冲击危险区域的探测评价问题,其缺点是反演计算周期较长,时效性受到了一定的限制. 另外,基于微震事件分布提出的微震活动性空间演化(Xu et al., 2011)仅考虑了微震频次因素,以及微震能量空间演化(Tang C A, et al., 2010; 窦林名等,2012)和应力等值线分布(Tang L Z, et al., 2010)仅考虑了微震强度的因素.

由于冲击矿压发生破坏形式的多样性,不同条件下可能存在不同的前兆模式,单一监测指标只能从某一个角度侧重反映冲击危险,同时各指标又都

包含冲击矿压发生的某些信息,甚至很多指标还存在物理内含的重复.总之,冲击矿压的预测分析是一个多维空间的信息描述问题,单一指标要表达这一信息多维空间有相当难度,更不用说考虑孕育体系物理化学过程中的非线性变化.这也是为什么单项指标预测效能达到一定程度后很难再提高的一个原因.因此,有必要从多维指标耦合信息的角度更加深入研究与探讨冲击矿压的识别和监测预报.

为解决上述问题,在地震研究方面,早在1986年顾瑾平等(1986)就提出了综合预测的思路,之后大量学者提出了不同的综合预测方法,其中作者认为比较有意义的是王海涛等(2012)提出的综合异常指数.在矿山地震研究方面,刘建坡(2011)在岩石破坏声发射试验研究的基础上,建立了基于微震多种参数的岩爆等矿山动力灾害预测方法.唐礼忠(2008)根据岩石破坏与地震学理论及矿山监测数据分析,研究了部分定量地震学参数的时间序列及其岩爆前兆特征.夏永学等(2010)借助天然地震预测成果,优选了5个物理意义明确的预测指标,初步建立了冲击矿压预测方法.

当前综合预测方法在指标体系建立过程中往往过分强调了单方面的指标,如强度因子指标过多,空间因子指标很少;同时各指标对危险性的评价大部分也仅停留在定性层面,如“指标曲线上升异常”,“下降异常”、“低值异常”、“高值异常”等;另外,由于各指标量纲和权重的差异,导致确定综合异常时存在一定困难.针对上述存在的问题,本文进一步探讨了微震多维信息时空预测冲击矿压的方法,力求实时定量反映监测区域的冲击危险状态、具体危险区域及等级,从而为煤矿冲击矿压的时空监测预报提供一种途径.

## 2 微震多维信息识别及时空预测技术

### 2.1 微震多维信息识别指标体系建立

综合考虑微震时、空、强三要素,建立如图1所示的微震多维信息识别指标体系.

#### (1) 时序因子 $W_1$

微震频次越大,即微震时序越密集,则微震活动性越强,冲击危险性越大,反之微震活动性越弱,冲击危险性越小.

#### (2) 空间因子 $W_2$

在一定的研究范围内,微震密集分布(成丛成条带分布)时,微震活动性强,冲击危险性大,如果正常

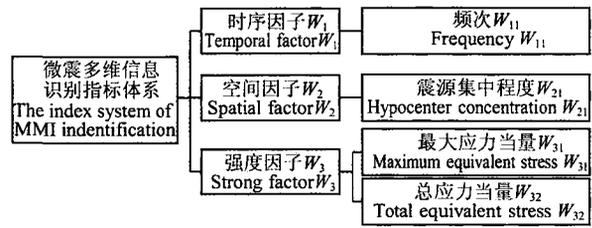


图1 微震多维信息识别指标体系  
Fig. 1 Index system of MMI identification

分散分布,则安全,微震活动性低.

令  $\Sigma$  为描述震源分布坐标参量  $x, y, z$  的协方差矩阵,  $\mathbf{X} = (x, y, z)^T$ , 各参量组成的期望矩阵为  $\mathbf{u} = (u_1, u_2, u_3)^T$ . 考虑到  $(\mathbf{X} - \mathbf{u})^T \Sigma^{-1} (\mathbf{X} - \mathbf{u}) = d^2$  ( $d$  为常数), 为方便, 设  $\mathbf{u} = 0$ , 因此有

$$d^2 = \mathbf{X}^T \Sigma^{-1} \mathbf{X} = \frac{Y_1^2}{\lambda_1} + \frac{Y_2^2}{\lambda_2} + \frac{Y_3^2}{\lambda_3}, \quad (1)$$

式中,  $\lambda_1, \lambda_2, \lambda_3$  为协方差矩阵  $\Sigma$  的特征根,  $Y_1, Y_2, Y_3$  为特征根对应的主成分. 可知式(1)是一个椭圆方程. 设参量  $x, y, z$  遵从三元正态分布, 则其概率密度函数为

$$f(x, y, z) = \frac{1}{(2\pi)^{3/2} |\Sigma|^{1/2}} \exp\left(-\frac{1}{2} \mathbf{X}^T \Sigma^{-1} \mathbf{X}\right), \quad (2)$$

式中,  $|\Sigma|$  为协方差矩阵  $\Sigma$  的行列式.

很明显, 式(1)为三元正态分布的等概率密度椭圆曲面, 即椭圆体积越大, 说明椭圆表面处样本出现的概率越小, 分布的离散程度越高; 反之, 椭圆表面处样本出现的概率越大, 集中程度越高.

因此, 在三维空间中可采用等概率密度椭球的体积  $\left(\frac{4}{3} \pi d^3 \sqrt{\lambda_1 \cdot \lambda_2 \cdot \lambda_3}\right)$  来反映微震事件分布的震源集中程度, 通过消除常量及量纲影响, 得出震源集中程度指标为

$$Q_{21} = \sqrt[3]{\lambda_1 \cdot \lambda_2 \cdot \lambda_3}. \quad (3)$$

#### (3) 强度因子 $W_3$

除频次及震源集中程度以外, 微震能量的大小也是一个重要指标. 由岩石力学理论, 一个微震事件被定义为在一定体积内的突然非弹性变形, 该变形引起可检测的地震波. Benioff (1951), Kracke 和 Heinrich (2004) 研究发现, 每次地震所释放能量的平方根与这次地震发生前岩体内的应变成正比, 且应变释放比能量释放更适合描述地震活动性. 考虑到应力和应变在弹性范围内成正比, 于是, 微震所释放能量的平方根就是冲击矿压发生前岩体内应力状态的一个测度. 采用单位面积、单位时间内的应力当量总和作为总应力当量指标, 即:

$$Q_{32} = \frac{\sum \sqrt{E_i}}{ST}, \quad (4)$$

式中,  $E_i$  为统计区域内第  $i$  个微震事件的能量(单位:J);  $S$  为面积(单位:  $m^2$ );  $T$  为统计时间(单位:d).

在所讨论的时空范围内, 如有两组微震事件, 其频次相同, 总能量也相同, 但其最大能量仍可能不同. 此时, 可认为最大能量大的微震事件组活动性强. 因此, 强度因子还应包含最大应力当量指标:

$$Q_{31} = \sqrt{E_{\max}}. \quad (5)$$

式中,  $E_{\max}$  为统计时段(区域)内微震事件的最大能量.

## 2.2 综合异常指数及异常分级判据构建

在可靠性分析理论当中, 指数分布函数描述了一种产品的失效:

$$F(t) = 1 - e^{-\lambda t}, \quad (6)$$

式中,  $F(t)$  为失效分布函数, 即产品寿命的分布函数.  $\lambda > 0$  为产品的失效率. 将产品的失效比喻为出现冲击矿压的概率, 即失效率越高, 产品失效(冲击矿压发生)的可能性越大. 进一步推导可得出适用于各指标统一转换的异常指数表达式(王海涛等, 2012):

$$W_{ij} = \frac{e - e^{-\lambda_{ij}(t)}}{e - 1}, \quad (7)$$

式中,  $\lambda_{ij}(t)$  为相应指标在统计时间窗  $t$  内的异常隶属度, 取值范围为  $0 \sim 1$ . 具体  $\lambda_{ij}(t)$  的计算采用归一化方法:

对于正向异常指标的  $W_{11}$ 、 $W_{31}$  和  $W_{32}$ :

$$\lambda_{ij}(t) = (Q_{ij} - Q_{\min}) / (Q_{\max} - Q_{\min}), \quad (8)$$

对于负向异常指标的  $W_{21}$ :

$$\lambda_{ij}(t) = [(Q_{\max} - Q_{ij}) / (Q_{\max} - Q_{\min})], \quad (9)$$

其中,  $Q_{ij}$  为指标序列值;  $Q_{\max}$  为指标序列最大值;  $Q_{\min}$  为指标序列最小值.

综合异常指数  $W$  构建如下:

$$W = \sum (\omega_{ij} \cdot W_{ij}), \quad (10)$$

其中,  $\omega_{ij}$  为各指标的预测权重, 满足  $\sum \omega_{ij} = 1$ .

在矿井监测区域内, 在一定的时间内, 已进行了一定的微震观测. 在这种情况下, 就可以通过微震多维信息指数, 对当前的冲击危险等级进行预测. 根据理论分析、实验室试验和大量现场试验(窦林名和何学秋, 2007), 将冲击矿压的危险程度定量化分为 4 级, 并根据不同的危险程度, 可采用相应的防治对策, 见表 1.

## 2.3 预测效能评估及检验

采用许绍燮(1993)提出的地震预报能力  $R$  值

表 1 冲击矿压危险状态分级

Table 1 Classifications of the danger of rock burst

危险等级	危险状态	异常指数值	防治对策
A	无	<0.25	所有的采掘工作可正常进行.
B	弱	0.25~0.5	采掘过程中, 加强冲击危险的监测预报.
C	中等	0.5~0.75	进行采掘工作的同时, 采取治理措施, 消除冲击危险.
D	强	>0.75	停止采掘作业, 人员撤离危险地点; 采取治理措施, 并通过监测检验, 冲击危险消除后, 方可进行下一步作业.

评分法评估各指标预测效能.  $R$  值评分的基本公式为

$$R = c - p = \frac{\text{报对次数}}{\text{应预报总次数}} - \frac{\text{预报占用时间(或面积)}}{\text{预报研究总时间(或面积)}}, \quad (11)$$

式中,  $c$  为报准率;  $p$  为虚报率.  $R=1$  表示全部报准;  $R=-1$  表示全部报反;  $R=0$  表示预报没有起作用.

根据二项分布曲线:

$$\alpha(n, k, p) = \sum_{i=k}^n C_n^i p^i (1-p)^{n-i}, \quad (12)$$

式中,  $n$  为应预报总次数;  $k$  为报对次数;  $n-k$  为漏报次数;  $p$  为虚报率, 又称占时(空)率. 令  $\alpha=10\%$  时, 根据各指标实际预测情况, 将不同的  $k, n$  代入式(12)求出  $p$ , 再代入式(11), 即可求得置信度  $90\%$  下的  $R$  值临界值, 用  $R_{1-\alpha}$  表示. 当指标实际计算得到的  $R$  值大于  $R_{1-\alpha}$  时, 即认为  $R$  值有  $1-\alpha$  的置信度. 至于其预报效能的大小, 仍以  $R$  值本身数值的大小为准.

## 2.4 权重确定

为了综合反映各指标的预测效能, 认为指标预测高危险等级的  $R$  值越大, 说明该指标预测效能越高, 可构建如下公式对各指标进行综合评分:

$$R_{ij} = 0.75 \times R_{Dij} + 0.5 \times R_{Cij} + 0.25 \times R_{Bij}, \quad (13)$$

式中,  $R_{Dij}$ 、 $R_{Cij}$  和  $R_{Bij}$  分别为以强危险、中等危险和弱危险等级作为异常判据时计算得出的  $R$  值.

进而可归一化得出各指标的权重:

$$\omega_{ij} = \frac{R_{ij}}{\sum R_{ij}}. \quad (14)$$

由于  $R_{31}$  和  $R_{32}$  同属强度因子  $W_{31}$  和  $W_{32}$  的预测效能, 两者之间重复信息量较多, 同时赋予  $W_{31}$  和  $W_{32}$  较大权重不合理. 因此, 计算各指标权重之前, 应分别对  $R_{31}$  和  $R_{32}$  进行对半平均处理:  $R_{31} = R_{31}/2$ ,  $R_{32} = R_{32}/2$ .

## 2.5 资料预处理

### (1) 特征矿震定义

矿震(mining tremor),即矿山震动,指微震监测系统观测到的所有由采矿活动引起的岩层震动。其中造成灾害性影响(包括巷道、工作面的突然破坏以及人员伤亡等)的矿震称为冲击矿压(齐庆新等,2003;Kornowski and Kurzeja,2012)。

冲击矿压发生所需的能量因开采、地质以及现场卸压程度和巷道支护条件的变化而不同,但是能量越大的矿震,造成破坏性后果的可能性越高。Tsukakoshi 和 Shimazaki(2008)、Amitrano(2012)在统计分析地震、矿震及声发射的  $G-R$  幂率时发现,在高能量(震级)端存在偏离幂率的现象,将大于拐点处对应震级的所有地震称之为特征地震,进一步分析发现这些特征地震发生之前都存在  $b$  值下降前兆。徐伟进和高孟潭(2012a)根据截断的  $G-R$  幂率关系计算了东北地震区震级上限,并取得了很好的普适性。根据 Lepeltier(1969)提出的相对累计总量分析,在相对累计密度与样本元素值的双对数分布图中,分布曲线的拐点处元素值就是该样本背景与异常的分界线。因此,特征矿震(Characteristic Mining Tremor),指统计意义上的异常矿震,即大于  $G-R$  幂率曲线中高能量端偏离幂率拐点处对应能量的矿震,其研究尺度可缩小至实验室试样尺度下声发射现象中的宏观破裂(Macro-failure),或扩大至地壳尺度下地震现象中的特征地震(Characteristic (major)earthquake)(Amitrano,2012)。

### (2) 分区筛选

由于微震监测系统记录的是全矿井尺度内发生的震动信号,而每个矿区可能又不止一个生产区域,各生产区域在不同地质条件下产生的震源机制也不尽相同,并且即使同一工作面在不同时期也存在规律上的变化,所以有必要对监测区域在监测时段内的矿震数据进行分区筛选(李志华等,2009;蔡武等,2011)。

### (3) 分级筛选

通常,冲击矿压发生前煤岩体会在应力作用下产生众多小能量级别的矿震,两者之间具有伴生关系,而这些小矿震则是研究并预测冲击矿压和特征矿震的重要信息源,所以预测分析时应剔除已发生过的冲击矿压和特征矿震事件,即以特征矿震的分界线作为能量的上限。同时,由于矿震的监测受到微震监测仪器灵敏度、记录条件、台网控制能力等影响,仪器观测和处理数据的能力有限,即存在一个能

量下限。本文以  $G-R$  幂率曲线高能量端和低能量端偏离幂率曲线的拐点分别作为能量上、下限的分界线。 $G-R$  幂率方程(Gutenberg and Richter,1944)如下:

$$\lg N(\geq \lg E) = a - b \lg E, \quad (15)$$

式中, $E$  为矿震能量; $N(\geq \lg E)$  为大于等于该矿震能量的事件数量; $a, b$  为常数。

能量上限分界线采用下式计算识别:

$$R_{i-High} = \frac{\sum_{j=i-1}^n (x_j - \bar{x})(y_j - \bar{y})}{\sqrt{\sum_{j=i-1}^n (x_j - \bar{x})^2 \sum_{j=i-1}^n (y_j - \bar{y})^2}}, \quad (16)$$

式中, $i = 2, 3, \dots, n, R_{i-High}$  为  $G-R$  幂率曲线中横坐标  $\lg E_i$  对应的相关系数值, $\bar{x}$  为  $x$  序列的样本均值, $\bar{y}$  为  $y$  序列样本均值,当中参与计算的点序列  $(x, y)$  为  $G-R$  幂率曲线中对应的点序列:  $(\lg E_{i-1}, \lg N_{i-1}), (\lg E_i, \lg N_i), \dots, (\lg E_n, \lg N_n)$ 。当  $R_{i-High} = \min\{R_{(n-1)/2}, R_{(n+1)/2}, \dots, R_{i-High}, \dots, R_n\}$  时,能量上限即为  $R_{i-High}$  对应横坐标  $\lg E_k$  中的能量  $E_k$ 。同理,通过改变式(16)中相关参数即可获得能量下限的识别公式  $R_{i-Low}$ 。

## 3 冲击前兆的微震多维信息识别

### 3.1 工作面概况

河南义马跃进煤矿 25110 工作面采深 1000 m 左右,为 25 采区东翼第一个综放工作面,平均采高 11 m,主采 2-1 煤层。2-1 煤层平均厚度 11.5 m,平均倾角  $12^\circ$ ,煤层上方依次为 18 m 泥岩直接顶、1.5 m 厚 1-2 煤、4 m 泥岩和 190 m 巨厚砂砾岩老顶;下方依次为 4 m 泥岩直接底和 26 m 砂岩老底。井下四邻关系(图 2)为:东为 23 采区下山保护煤柱,南为 25 区下部未采煤层,东南部接近 F16 断层,西为 25 采区下山保护煤柱,北为 25090 工作面(一分层已采)。25110 上巷布置于 25090 采空区下方煤层中,下巷接近 F16 断层,工作面中部被 3 条小断层切割。25110 工作面掘进期间冲击现象严重,至此,跃进煤矿引进并安装了波兰 16 通道 ARAMIS M/E 微震监测系统,台网布置如图 2 所示。

### 3.2 资料选取与筛选

资料选取跃进煤矿 25110 工作面回采过二次“见方”及断层危险区期间(2011-05-01—2011-10-01)的微震监测数据,全矿总共监测到矿震事件 1184 个,如图 2 所示,期间 25110 工作面共发生有记录的冲击矿压 4 次,当中包括一次透水事件,见表 2。

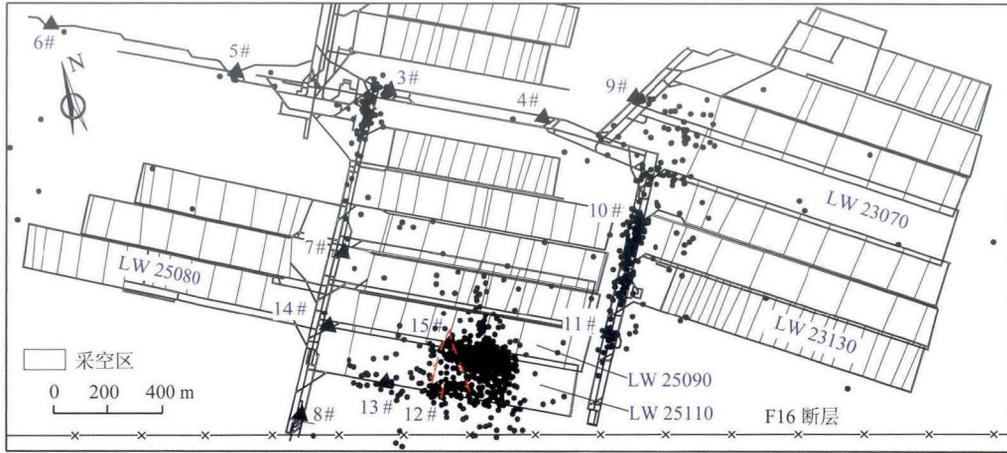


图 2 跃进煤矿微震监测系统台网布置

实心点表示矿震事件,实心三角形表示台站位置.

Fig. 2 Layout of the mining seismic monitoring system installed in the Yuejin coal mine

The solids are mining tremor events, the filled triangles are sensor stations

表 2 现场冲击矿压显现记录

Table 2 Records of rockburst in the field

发生时间	能量/J	位置	现场描述
2011-05-26 13:00:21	$2.42 \times 10^7$	25110 下巷	511.4 m 处门式抬棚倾倒,下巷 550 m 换棚处煤壁片帮严重.
2011-08-13 06:31:09	$2.32 \times 10^7$	25110 工作面	工作面从 5# 到 68# 支架大面积顶板淋水(第 60# 支架最先开始出现淋水),整个工作面支架普遍较低,煤壁片帮严重,其中 63# 到 105# 支架最低,工作面底鼓明显.
2011-08-26 00:18:21	$1.47 \times 10^7$	25110 下巷	波及范围 350~480 m,破坏煤壁 8 m.
2011-08-29 03:23:27	$1.77 \times 10^7$	25110 下巷	F2509 断层附近煤尘大,声音大,巷道有明显变化,380~400 m 处巷道 O 型棚收缩 200 mm 左右.

如图 2 所示,全矿矿震活动分布存在 5 个明显分区:25110 工作面开采活动区域(12#、13#、15# 台站附近)、23 采区下山活动区域(10# 与 11# 台站之间)、23070 工作面两巷掘进活动区域(9# 与 10# 台站之间)、井底车场活动区域(3# 台站附近)以及西翼大巷掘进活动区域(5#、6# 台站附近). 本文根据蔡武等(2011)提出的分区原则筛选出 25110 工作面开采活动引起的矿震事件,并结合式(16)求得 25110 工作面矿震事件的能量上下限,如图 3 所示,即下限为  $10^{1.33}$  J,上限为  $10^{6.93}$  J,最终获得满足条件的矿震事件 701 个.

### 3.3 时序前兆识别

采用 5 天时间窗,1 天滑动步长,绘制出微震多维信息指标曲线,如图 4(a—d)所示,进而计算得出各指标的时序预测效能及其权重,见表 3. 其预报成败的依据是:指标值超过异常临界值后 5 天(时间窗大小决定)内是否发生特征矿震,若发生,则预报成功,反之则失败. 赋予各指标权重,即  $\{\omega_{11}, \omega_{21}, \omega_{31}, \omega_{32}\} = \{0.114, 0.470, 0.245, 0.172\}$ ,得出综合异常指数曲线,如图 4e 所示. 同时,为了方便比较工作面

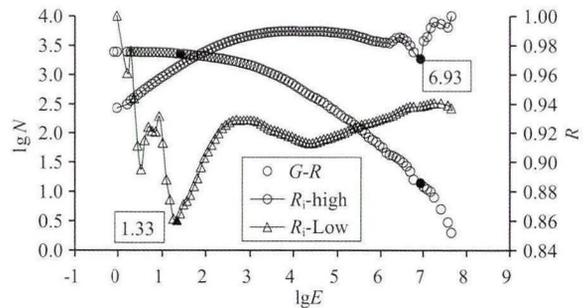


图 3 25110 工作面矿震能量上下限求解图

Fig. 3 Calculation of upper and lower limit for mining tremors of LW 25110

开采速度对冲击矿压的影响,以同样的统计方法在各指标曲线图中添加了进尺曲线,如图 4 中的 Advance extent 曲线.

### 3.4 空间前兆识别

根据 Frankel 等(1995; 2000)提出的基于空间光滑地震活动性模型采用点源进行地震危险性分析的理念,结合 Akinci(2010)、Garcia 等(2008)、Hagos 等(2006)、Lapajne 等(2003)、Peláez Montilla 等(2003)、徐伟进和高孟潭(2012b)做出的相关改进,

表 3 微震多维信息指标时序预测效能及权重分析

Table 3 Temporal sequence forecasting efficiency and weights of MMI indexes

指标	报准率 $c$			虚报率 $p$			R 值(括号中为 $R_{1-40\%}$ )			$R_{ij}$	权重 $\omega_{ij}$
	弱	中等	强	弱	中等	强	弱 $R_{Bij}$	中等 $R_{Cij}$	强 $R_{Dij}$		
$W_{11}$	0.500	0.100	0.100	0.374	0.097	0.045	0.126(0.087)	0.003(0.050)	0.055(0.050)	0.074	0.114
$W_{21}$	1.000	0.900	0.600	0.884	0.684	0.374	0.116(0.088)	0.216(0.092)	0.226(0.091)	0.306	0.470
$W_{31}$	0.700	0.700	0.500	0.626	0.471	0.252	0.074(0.093)	0.229(0.093)	0.248(0.087)	0.319	0.245
$W_{32}$	0.700	0.700	0.300	0.652	0.406	0.213	0.048(0.093)	0.294(0.093)	0.107(0.074)	0.224	0.172
$W$	1.000	0.900	0.600	0.910	0.742	0.323	0.090(0.088)	0.158(0.092)	0.277(0.091)	0.310	—

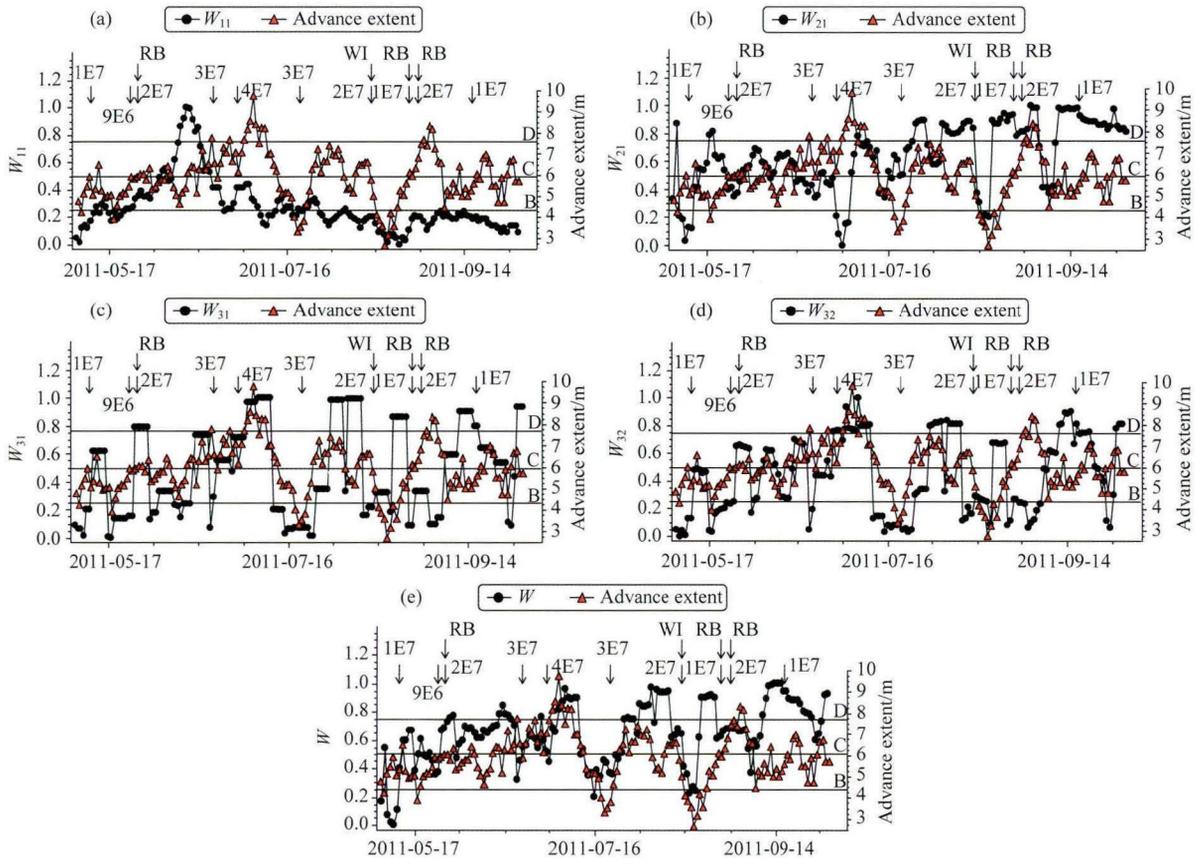


图 4 微震多维信息指标时序曲线

(a) 频次  $W_{11}$ ; (b) 震源集中程度  $W_{21}$ ; (c) 最大应力当量  $W_{31}$ ; (d) 总应力当量  $W_{32}$ ; (e) 综合异常指数  $W$ ;

RB: 冲击矿压事件; WI: 透水事件; D: 强危险等级; C: 中等危险等级; B: 弱危险等级。

Fig. 4 Temporal sequence curves of MMI indexes

(a) Frequency  $W_{11}$ ; (b) Hypocenter concentration  $W_{21}$ ; (c) Maximum equivalent stress  $W_{31}$ ; (d) Total equivalent stress  $W_{32}$ ; (e) Comprehensive anomaly index  $W$ ; RB: rock burst; WI: water inrush; D: strong burst danger degree; C: medium burst danger degree; B: weak burst danger degree.

本文根据高斯光滑模型理念,将震源简化为点源,并以定位误差作为统计滑移半径,其数值由定位误差数值仿真方法(巩思园等,2010)计算获得.同时,为避免统计滑移过程中遗漏个别矿震事件而导致结果的失真,网格划分间距  $s$  与统计滑移半径  $r$  满足如下关系:  $s \leq \sqrt{2}r$ . 空间统计滑移模型示意如图 5 所示,其具体计算过程为:以各网格节点对应的统计圆为区域统计窗口,计算各统计区域的指标值作为各网格节点的数值,然后采用插值法即可获得研究区

域的各指标空间分布.

采用定位误差数值仿真计算,得出研究区域的震源及其定位误差分布,如图 6 所示,可知震源分布区的最大定位误差为 30 m 左右,因此,取  $r=30$  m,  $s=42$  m. 由于空间统计滑移模型中的统计区域较小,为一固定形状,此时,统计区域的频次基本反映了震源分布的集中程度,即频次越大,震源集中程度越高.因此,空间预测时,作为近似,空间因子  $W_{21}$  可忽略.于是,绘制出微震多维信息指标空间演化云

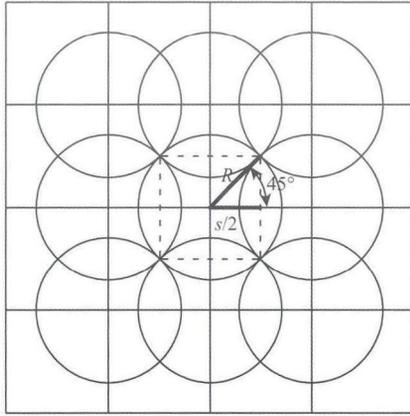


图5 空间统计滑移模型示意图

Fig. 5 Sketch map of the spatially statistical smoothed model

图,如图7(a—c)所示;进而计算得出各指标的空间预测效能及其权重,见表4;赋予各指标权重,即 $\{\omega_{11}, \omega_{31}, \omega_{32}\} = \{0.347, 0.303, 0.350\}$ ,得出综合指标的空间演化云图,如图7d所示。

### 3.5 主要结果与分析

为便于说明,将2011-05-01—2011-10-01研究期间的10次特征矿震依时间顺序按①—⑩编号,各自发生的日期、位置、能量及其对应工作面进尺位置情况如图8所示。另外,分析发现10次特征矿震涵盖了所有冲击事件,其冲击震源( $R_3$ 、 $R_7$ 、 $R_8$ 、 $R_9$ )及显现位置( $R_1$ 、 $R_2$ 、 $R_3$ 、 $R_4$ )如图8所示。

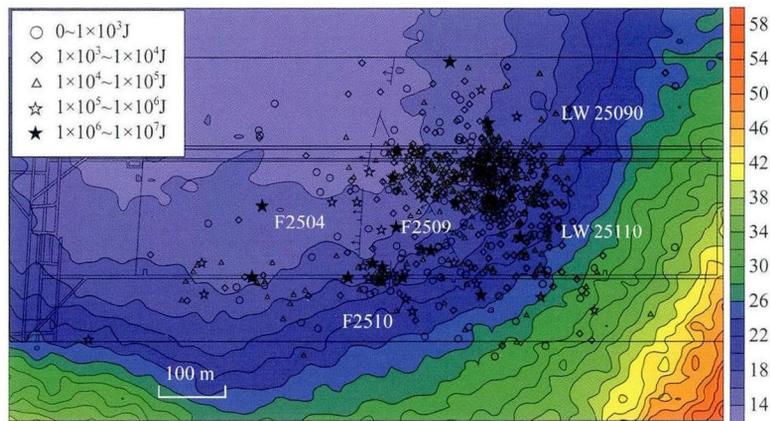


图6 研究区域震源及其定位误差分布图(单位:m)

Fig. 6 Distribution of hypocenter and the contour plot of hypocenter location error in research region (Unit: m)

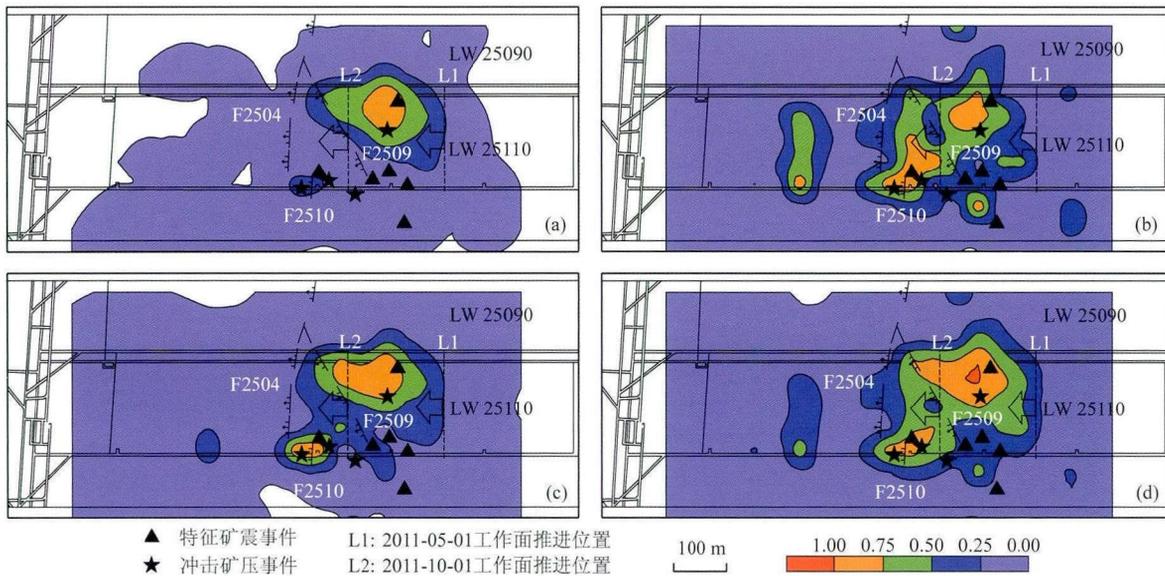


图7 微震多维信息指标空间云图

(a)频次  $W_{11}$ ; (b)最大应力当量  $W_{31}$ ; (c)总应力当量  $W_{32}$ ; (d)综合异常指数  $W$ 。

Fig. 7 Spatial contour nephograms of MMI indexes

(a) Frequency  $W_{11}$ ; (b) Maximum equivalent stress  $W_{31}$ ; (c) Total equivalent stress  $W_{32}$ ; (d) Comprehensive anomaly index  $W$ 。

表 4 微震多维信息指标空间预测效能及权重分析

Table 4 Spatial forecasting efficiency and weights of MMI indexes

指标	报准率 $c$			虚报率 $p$			R 值(括号中为 $R_{1-5\%}$ )			$R_{ij}$	权重 $\omega_{ij}$
	弱	中等	强	弱	中等	强	弱 $R_{Bij}$	中等 $R_{Cij}$	强 $R_{Dij}$		
$W_{11}$	0.300	0.200	0.200	0.104	0.047	0.015	0.196(0.213)	0.153(0.163)	0.185(0.163)	0.264	0.347
$W_{31}$	0.800	0.500	0.200	0.263	0.107	0.027	0.537(0.307)	0.393(0.278)	0.173(0.163)	0.461	0.303
$W_{32}$	0.600	0.500	0.300	0.169	0.064	0.025	0.431(0.296)	0.436(0.278)	0.275(0.213)	0.532	0.350
$W$	0.900	0.500	0.500	0.253	0.121	0.040	0.647(0.294)	0.379(0.278)	0.460(0.278)	0.696	—

3.5.1 冲击作用机制分析

(1) 开采深度

25110 工作面采深 1000 m 左右,构成了该工作面频繁发生冲击矿压的应力条件。

(2) 开采速度

如图 4 所示,4 次冲击矿压全部发生在开采速度急剧增加阶段,然而也并非所有开采速度增加时段都发生了冲击矿压,说明开采速度的增加至少是该矿冲击矿压发生的一个诱因。

(3) 工作面二次“见方”

理论及微震监测分析表明(贺虎等,2010;徐学锋等,2011;Mu et al. 2013),当工作面推进至单个工作面或多个工作面“见方”位置,即覆岩关键层处于正“O-X”型破断位置时,矿山压力达到最大值,极易导致冲击矿压的发生。为了实时监测 25110 工作面矿压情况,现场安装了 KJ216 矿压监测系统,监测方案如图 8 所示:从 3 号支架开始每隔 10 架液压支架安装一个数字压力计,总共安装数量为 13 个。图中等值云图为研究期间的矿压监测结果,期间对应的 25090 和 25110 双工作面“见方”位置如图中字母 G 标示。从图中可以看出,“见方”期间(E-H)的支架压力明显增加,尤其是 E 和 G 两处,同时在“见方”位置前后附近发生了①—⑥号矿震,其中①—③号矿震发生时对应的工作面位置(B、C、D)离“见方”位置较远,④—⑥号矿震发生时对应的工作面位置(E、F、H)位于“见方”位置附近,且所有矿震均超前工作面发生,结合现场地表塌陷不明显现象表明,上覆 190 m 巨厚砂砾岩老顶并不是一次性破断失稳,而是在一定范围内分层持续破断。

(4) 断层

如图 8 所示,从 2011-08-13(对应工作面进尺位置 I)开始,工作面支架压力整体上开始偏大,截至 2011-10-01(对应工作面进尺位置 M),F2510 断层附近总共发生 4 次特征矿震,当中包括 3 次冲击矿压。尤其是⑦号矿震引发的透水事件 R2,在发生透

水当天,A5 富水区(图 8)左侧边缘监测到⑦号矿震,之后工作面 5 号到 68 号支架出现大面积顶板淋水(当中 60 号支架最先开始出现淋水),同时整个工作面支架普遍较低,煤壁片帮严重,其中 63 号到 105 号支架最低,说明顶板在断层和采动双重影响下发生断裂,导致工作面开采空间与 A5 富水区贯通。

另外,对比震源定位结果(③、⑦、⑧、⑨)和冲击显现位置( $R_1$ 、 $R_2$ 、 $R_3$ 、 $R_4$ )可以看出,震源点并不是冲击显现最强烈区域,巨厚老顶分层破断运动和断层失稳是这几次冲击的诱发因素,顶板破断与断层滑移释放的能量与处于高能量积聚状态的煤岩体综合作用最终导致冲击发生。综上所述,①—⑩号特征矿震的发生是在开采速度因素的诱发下,由巨厚顶板“见方”破断和断层活动两因素主要控制。

3.5.2 时空前兆识别结果分析

从表 3、4 可以看出:(1)各指标的预测效能  $R$  值均大于 0,其中,空间预报上除了  $R_{B11}$  和  $R_{C11}$  以外,其余  $R$  值均大于  $R_{1-5\%}$ ,时序上除了  $R_{B31}$ 、 $R_{B32}$  和  $R_{C11}$  以外,其余  $R$  值均大于  $R_{1-40\%}$ ,说明建立的指标体系具有一定的时空预测效能,其中空间上高达 95% 的置信度。(2)根据综合评分  $R_{ij}$  值对各指标进行排序:时序预报上  $W_{31} > W > W_{21} > W_{32} > W_{11}$ ,空间预报上  $W > W_{32} > W_{31} > W_{11}$ ,从排序上可以看出,综合异常指数  $W$  在时空预报上分别排名第二、一位,同时,综合异常指数  $W$  的报准率和强危险等级预测效能  $R_D$  均大于单向异常指标,表明综合异常指数能有效综合微震时、空、强异常信息,从而突出前兆,提高预测效能。

以强危险等级作为异常判据,时序前兆识别结果如下(图 4): $W_{11}$  虽然仅报准④号矿震,但它是 4 项指标体系中唯一报准④号矿震的指标; $W_{21}$  报准①②⑦⑧⑨⑩号矿震; $W_{31}$  报准③⑦⑧⑨⑩号矿震; $W_{32}$  报准⑤⑦⑩号矿震; $W$  报准④⑤⑦⑧⑨⑩号矿震。分析结果表明, $W_{21}$  和  $W$  报准率最高,达 60%,综合考虑所有指标时,除⑥号矿震未报出异常外,其

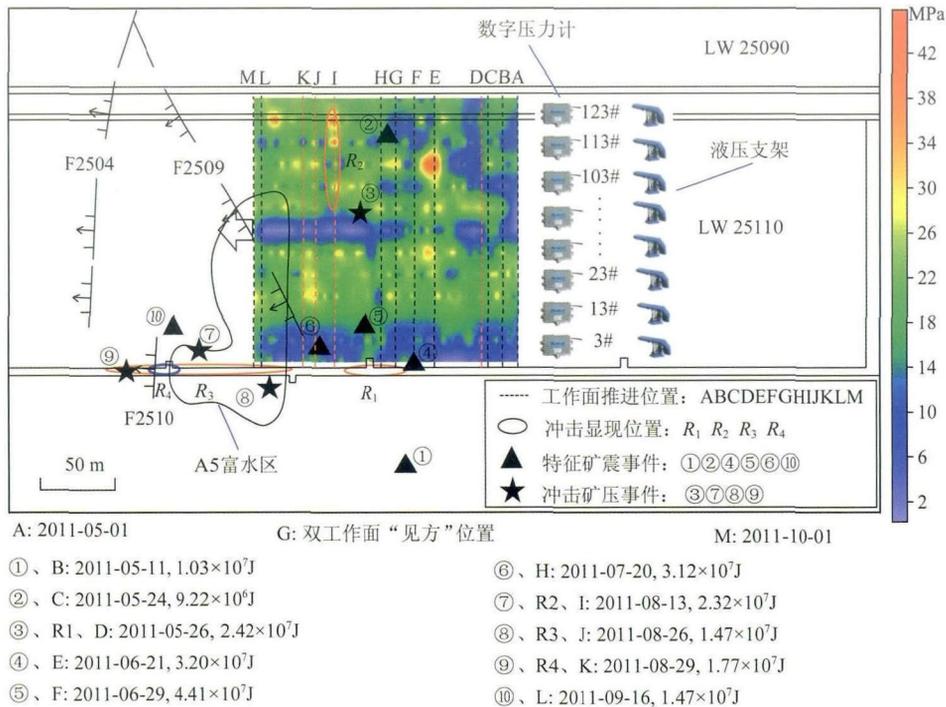


图 8 研究期间支架压力监测方案及结果、特征矿震、冲击矿压空间分布情况

Fig. 8 Spatial distribution of characteristic mining tremors, rock bursts, and the monitoring scheme and result of supports pressure during the study period

余 9 次均出现异常信息,报准率达 90%。另外,各指标曲线与进尺曲线(Advance extent)存在明显的相关性,其中  $W_{11}$  在 2011 年 6 月 22 日之前与进尺曲线呈正相关,之后呈负相关; $W_{21}$  在 2011 年 6 月 22 日之前与进尺曲线呈负相关,之后呈正相关; $W_{31}$  和  $W_{32}$  与进尺曲线基本呈正相关,综上表明微震多维信息识别指标体系能响应开采速度影响,并能从不同侧面提取各类主控因素影响下特征矿震发生的前兆。

空间前兆识别结果如下(图 7): $W_{11}$  为强危险区域 2 次,中等危险区域 0 次,弱危险区域 1 次,无危险区域 7 次; $W_{31}$  为强危险区域 2 次,中等危险区域 3 次,弱危险区域 3 次,无危险区域 2 次; $W_{32}$  为强危险区域 3 次,中等危险区域 2 次,弱危险区域 1 次,无危险区域 4 次; $W$  为强危险区域 5 次(包含冲击矿压 3 次),中等危险区域 0 次,弱危险区域 4 次,无危险区域 1 次。综上所述,各指标分别从不同程度上反映了不同区域的冲击危险程度,其中,综合异常指数  $W$  预测效果最好,预测效能达 0.696。

#### 4 预测应用

实际预测应用时,对于新安装微震监测系统的矿井,各指标可暂时赋予相同权重,其他计算不变,

待监测数据量达到至少 3 个月以上后,采用 3.3 和 3.4 节介绍的方法重新确定指标权重。为了使得预测结果更为准确,一般对于不同地质条件控制下的不同时段或不同工作面,其指标权重都应及时重新训练做出相应调整。

以 3.3 和 3.4 节计算得出的各指标时空权重对 25110 工作面未来几个月的冲击危险状态、区域及等级进行时空监测预报,具体计算方案为:时序上以 5 天时间窗、1 天滑动步长进行各指标统计计算,并以一个月作为绘图时间窗口,空间上以一个月时间作为各指标统计计算及绘图的窗口。

具体以 2011-12-03 12:50:59 发生于 25110 工作面下巷 F2504 断层附近的冲击矿压为例(图 9):该次冲击显现位置为工作面前方 28~48 m,破坏地点处原始巷高 3.5 m,底鼓处 2.8~3.3 m,瞬间变形量为 0.2 m;震源位于 F2504 断层线中央。

如图 10 所示为 2011 年 12 月 2 日对应的指标时序预测曲线和进尺曲线。从图中可以看出,从 11 月 15 日开始,随着工作面开采速度的增加,频次( $W_{11}$ )和应力指标( $W_{31}$  和  $W_{32}$ )急剧上升并达到最大(震动活跃期),维持 5 天后开始下降,直至 11 月 25 日工作面开始匀速推进时, $W_{11}$  维持较高水平, $W_{31}$  和  $W_{32}$  下降至低谷(平静期),为典型的冲击前

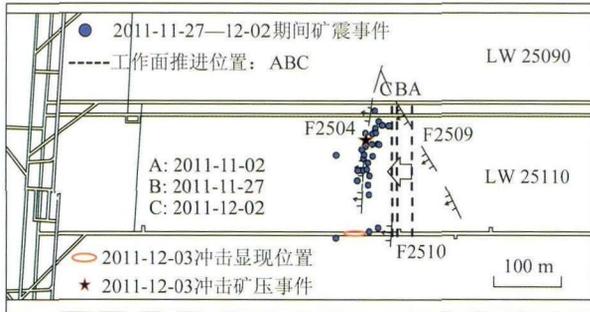


图9 2011年12月3日冲击概述  
Fig. 9 Overview of the rock burst on Dec. 3, 2011

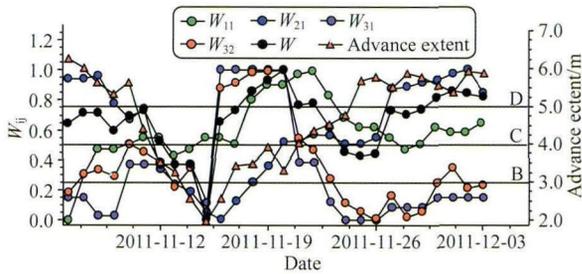


图10 指标时序预测曲线  
Fig. 10 Temporal sequence curves of indexes for forecasting

兆;震源集中程度指标( $W_{21}$ )从11月27日开始一直维持在强冲击危险等级,结合11月27日至12月2日期间的震源分布(图9)发现,当工作面接近

F2504 断层时,矿震事件在断层附近出现明显的成丛成条带分布,表明断层附近在积聚应力,可以作出冲击危险性预报;综合异常指数  $W$  提前 4 天给出了强危险等级的预报,同时还避免了  $W_{21}$  在 11 月 6 日至 9 日期间的虚报。

如图 11 所示为 2011 年 12 月 2 日对应的指标空间预测云图,从图中可以看出, $W_{11}$  和  $W_{32}$ ,以及  $W_{31}$  和  $W_{32}$  分别在 F2504 断层区域和巷道区域表征出中等冲击危险以上等级; $W$  指标预测得出的断层强危险区域和巷道中等危险区域分别与该次冲击的震源及显现位置对应一致。

综上所述,冲击矿压可以由构造应力等为主要因素导致的高应力场与采动应力场叠加后孕育而生,也可以由顶板破断、断层滑移等为主要因素加速触发孕育过程导致,但往往是多种因素共同引发,其中一种或多种因素发挥主要作用.本文构建的微震多维信息识别指标体系是多种因素作用下的综合体现,且不同指标侧重体现不同主控因素,如  $W_{21}$  对断层、顶板“见方”等主要因素导致的震源事件成丛成条带分布前兆识别明显, $W_{11}$ 、 $W_{31}$  和  $W_{32}$  对开采速度引起的局部应力集中以及能量时空迁移识别明显.预测应用表明,本文提出的时序预测技术能够实时定量反映当前整个监测区域的冲击危险状态(强、

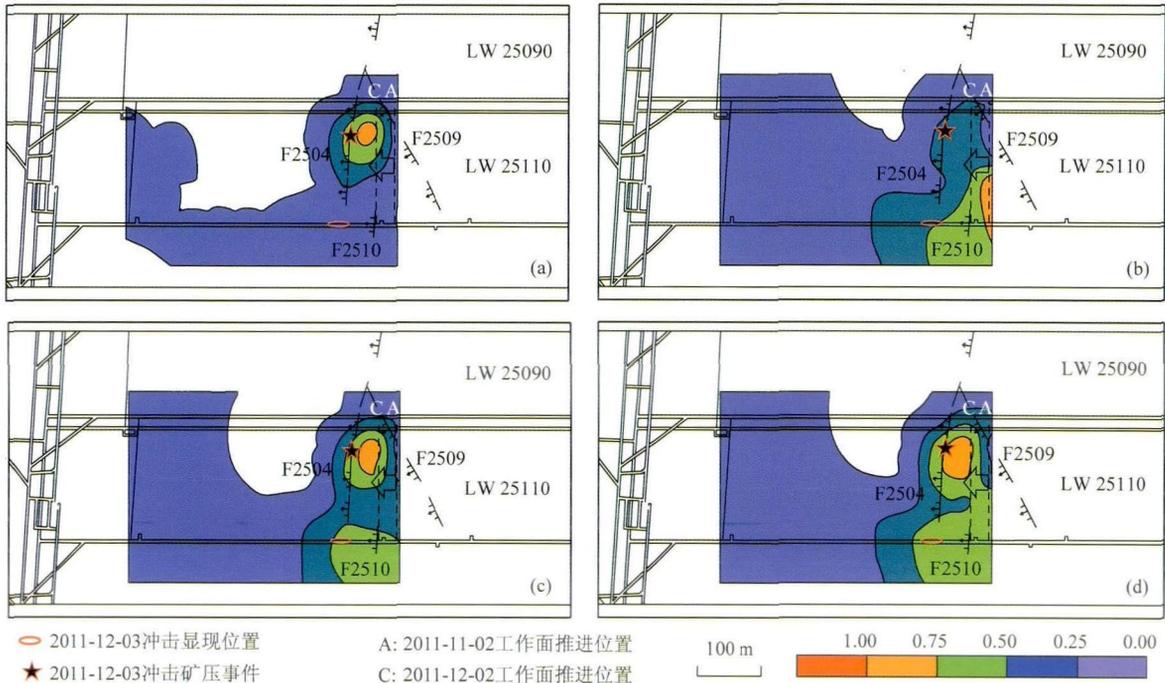


图 11 指标空间预测云图  
(a) 频次  $W_{11}$ ; (b) 最大应力当量  $W_{31}$ ; (c) 总应力当量  $W_{32}$ ; (d) 综合异常指数  $W$ 。

Fig. 11 Spatial contourne phograms of indexes for forecasting  
(a) Frequency  $W_{11}$ ; (b) Maximum equivalent stress  $W_{31}$ ; (c) Total equivalent stress  $W_{32}$ ; (d) Comprehensive anomaly index  $W$ .

中等、弱、无),空间预测技术能定量反映近期监测区域内的冲击危险区域及其危险等级,从而完善补充了煤矿冲击矿压的时空监测预报方法.进一步结合表1所示的危险等级划分及其防治对策,从而能够为现场防冲措施的采取提供指导,进而解决现场防冲措施实施的盲目性问题.

## 5 结论

(1)构建了微震多维信息识别指标体系,包括优选的频次指标和新提出的震源集中程度、最大应力当量和总应力当量指标.该指标体系综合考虑了微震的时、空、强三要素,具有明确的物理意义.

(2)冲击矿压往往是多种因素共同引发,其中一种或多种因素发挥主要作用.微震多维信息识别指标体系是多种因素作用下的综合体现,且不同指标侧重体现不同主控因素.

(3)采用的综合异常指数适用于对各种量纲的指标进行综合分析,不仅考虑了各指标的异常隶属度,而且还考虑了各指标的预测效能,因此计算得出的异常指数更加客观.同时,该方法不仅适用于一定区域范围内各种前兆数据的时序综合异常提取,还可用于空间异常的扫描研究.

(4)构建的空间统计滑移模型,考虑了震源的定位误差,对震源机制进行了点源的简化.该方法不用考虑复杂的震源机制,可直接使用微震目录计算冲击危险性,简单易行,容易推广应用.

(5)提出的煤矿冲击矿压微震多维信息时空预测方法,从时序上定量描述监测区域的冲击危险状态,空间上定量反映监测时段内的冲击危险区域及其危险等级,现场上针对性指导实施防冲措施.实例表明,该技术预测效能较高,在一定程度上解决了现场防冲措施实施的盲目性问题,同时进一步完善补充了煤矿冲击矿压的时空监测预报方法.

## References

Akinci A. 2010. HAZGRIDX: earthquake forecasting model for  $M-L \geq 5.0$  earthquakes in Italy based on spatially smoothed seismicity. *Annals of Geophysics*, 53(3): 51-61, doi: 10.4401/ag-4811.

Amitrano D. 2012. Variability in the power-law distributions of rupture events. *The European Physical Journal Special Topics*, 205(1): 199-215, doi: 10.1140/epjst/e2012-1571-9.

Benioff H. 1951. Crustal strain characteristics derived from

earthquake sequences. *Trans. Am. Geophys. Union*, 32(4): 508-514.

Bräuner G. 1994. Rockbursts in coal mines and their prevention. Rotterdam; Balkema.

Cai W, Dou L M, Li X W, et al. 2011. Analysis of time-space strength evolution law of mining seismicity based on zoning monitoring. *Safety in Coal Mines* (in Chinese), 42(12): 130-133.

Dou L M, He X Q. 2007. Technique of classification forecasting rock burst in coal mines. *Journal of China University of Mining & Technology* (in Chinese), 36(6): 717-722.

Dou L M, He J, Gong S Y, et al. 2012. A case study of microseismic monitoring: goal water-inrush dynamic hazards. *Journal of China University of Mining & Technology* (in Chinese), 41(1): 20-25.

Dou L M, Cai W, Gong S Y, et al. 2014. Dynamic risk assessment of rock burst based on the technology of seismic computed tomography detection. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 39(2): 238-244, doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2013.2016.

Dou L M, Chen T J, Gong S Y, et al. 2012. Rockburst hazard determination by using computed tomography technology in deep workplace. *Safety Science*, 50(4): 736-740, doi: 10.1016/j.ssci.2011.08.043.

Frankel A. 1995. Mapping seismic hazard in the central and eastern United States. *Seismological Research Letters*, 66(4): 8-21, doi: 10.1785/gssrl.66.4.8.

Frankel A D, Mueller C S, Barnhard T P, et al. 2000. USGS national seismic hazard maps. *Earthquake Spectra*, 16(1): 1-19, doi: 10.1193/1.1586079.

Fujii Y, Ishijima Y, Deguchi G. 1997. Prediction of coal face rockbursts and microseismicity in deep longwall coal mining. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(1): 85-96, doi: 10.1016/S1365-1609(97)80035-4.

Garcia J, Slejko D, Rebez A, et al. 2008. Seismic hazard map for Cuba and adjacent areas using the spatially smoothed seismicity approach. *Journal of Earthquake Engineering*, 12(2): 173-196, doi: 10.1080/13632460701512902.

Gibowicz S J, Kijko A. 1994. An introduction to mining seismology. San Diego: Academic Press.

Gong S Y, Dou L M, Cao A Y, et al. 2010. Study on optimal configuration of seismological observation network for coal mine. *Chinese J. Geophys.* (in Chinese), 53(2): 457-465.

Gu J P, Yu X J, Sheng G Y. 1986. Reckoning earthquake magnitude and occurrence time for the northern portion of the north-south earthquake belt of China. *Acta Seismologica Sinica* (in Chinese), 8(1): 21-27.

Gu S T, Wang C Q, Jiang B Y, et al. 2012. Field test of rock burst danger based on drilling pulverized coal parameters. *Disaster Advances*, 5(4): 237-240.

Gutenberg B, Richter C F. 1944. Frequency of earthquakes in California. *Bulletin of the Seismological Society of America*,

- 34(4): 185-188.
- Hagos L, Arvidsson R, Roberts R. 2006. Application of the spatially smoothed seismicity and Monte Carlo methods to estimate the seismic hazard of Eritrea and the surrounding region. *Natural Hazards*, 39(3): 395-418, doi: 10. 1007/s11069-005-6127-9.
- He H, Dou L M, Gong S Y, et al. 2010. Rock burst rules induced by craking of overlying key stratum. *Chinese J. Geotechnical Engineering* (in Chinese), 32(8): 1260-1265.
- He H, Dou L M, Gong S Y, et al. 2011. Study of acoustic emission monitoring technology for rockburst. *Rock and Soil Mechanics* (in Chinese), 32(4): 1262-1268.
- He X Q, Chen W X, Nie B S, et al. 2011. Electromagnetic emission theory and its application to dynamic phenomena in coal-rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(8), 1352-1358, doi: 10. 1016/j. ijrmms. 2011. 09. 004.
- Jiang F X, Yang S H, Cheng Y H, et al. 2006. A study on microseismic monitoring of rock burst in coal mine. *Chinese J. Geophys.* (in Chinese), 49(5): 1511-1516.
- Kornowski J, Kurzeja J. 2012. Prediction of rockburst probability given seismic energy and factors defined by the expert method of hazard evaluation (MRG). *Acta Geophysica*, 60(2): 472-486, doi: 10. 2478/s11600-012-0002-3.
- Kracke D W, Heinrich R. 2004. Local seismic hazard assessment in areas of weak to moderate seismicity—case study from Eastern Germany. *Tectonophysics*, 390(1-4): 45-55, doi: 10. 1016/j. tecto. 2004. 03. 023.
- Lapajne J, Motnikar B Š, Zupančič P. 2003. Probabilistic seismic hazard assessment methodology for distributed seismicity. *Bulletin of the Seismological Society of America*, 93(6): 2502-2515, doi: 10. 1785/0120020182.
- Lepeltier C. 1969. A simplified statistical treatment of geochemical data by graphical representation. *Economic geology*, 64(5): 538-550, doi: 10. 2113/gsecongeo. 64. 5. 538.
- Li Z H, Dou L M, Guan X Q, et al. 2009. A zoning monitoring method of microseismic premonition and its application. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 34(5): 614-618.
- Liu J P. 2011. Studies on relationship between microseism time-space evolution and ground pressure [Ph. D. thesis] (in Chinese). Liaoning: Engineering Mechanics Department of Northeastern University.
- Lu C P, Dou L M, Wang Y F, et al. 2010. Microseismic effect of coal materials rockburst failure induced by hard roof. *Chinese J. Geophys.* (in Chinese), 53(2): 450-456.
- Lurka A. 2008. Location of high seismic activity zones and seismic hazard assessment in Zabrze Bielszowice coal mine using passive tomography. *Journal of China University of Mining and Technology*, 18(2): 177-181, doi: 10. 1016/S1006-1266(08) 60038-3.
- Luxbacher K, Westman E, Swanson P, et al. 2008. Three-dimensional time-lapse velocity tomography of an underground longwall panel. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 45(4): 478-485, doi: 10. 1016/j. ijrmms. 2007. 07. 015.
- Lv J G, Pan L. 2010. Microseismic predicting coal bump by time series method. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 35(12): 2002-2005.
- Mu Z L, Dou L M, He H, et al. 2013. F-structure model of overlying strata for dynamic disaster prevention in coal mine. *International Journal of Mining Science and Technology*, 23(4): 513-519, doi: 10. 1016/j. ijst. 2013. 07. 008.
- Pan Y S, Tang Z, Li Z H, et al. 2013. Research on the charge inducing regularity of coal rock at different loading rate in uniaxial compression tests. *Chinese J. Geophys.* (in Chinese), 56(3): 1043-1048, doi: 10. 1002/cjg2. 20019.
- Peláez Montilla J A, Hamdache M, López Casado C. 2003. Seismic hazard in Northern Algeria using spatially smoothed seismicity. *Results for peak ground acceleration. Tectonophysics*, 372(1-2): 105-119, doi: 10. 1016/S0040-1951(03)00234-8.
- Qi Q X, Chen S B, Wang H X. 2003. Study on the relations among coal bump, rockburst and mining tremor with numerical simulation. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering* (in Chinese), 22(11): 1852-1858.
- Qu X C, Jiang F X, Yu Z X. 2011. Rockburst monitoring and precaution technology based on equivalent drilling research and its application. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering* (in Chinese), 30(11): 2346-2351.
- Tang C A, Wang J M, Zhang J J. 2010. Preliminary engineering application of microseismic monitoring technique to rockburst prediction in tunneling of Jinping II project. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 2(3): 193-208.
- Tang L Z. 2008. Study on monitoring and prediction of seismicity and rockburst in a deep mine [Ph. D. thesis] (in Chinese). Changsha: Mining Engineering Department of Central South University.
- Tang L Z, Zhang J, Li X B. 2012. Research on response of mine microseismicity to mining rate based on quantitative seismology. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering* (in Chinese), 31(7): 1349-1354.
- Tang L Z, Xia K W. 2010. Seismological method for prediction of areal rockbursts in deep mine with seismic source mechanism and unstable failure theory. *Journal of Central South University of Technology*, 17(5): 947-953, doi: 10. 1007/s11771-010-0582-5.
- Tsukakoshi Y, Shimazaki K. 2008. Decreased b-value prior to the M 6. 2 Northern Miyagi, Japan, earthquake of 26 July 2003. *Earth Planets and Space*, 60(9): 915-924.
- Wang E Y, Li Z H, Liu Z T, et al. 2009. Experimental study on surface potential effect of coal under load. *Chinese J. Geophys.* (in Chinese), 52(5): 1318-1325.
- Wang E Y, He X Q, Wei J P, et al. 2011. Electromagnetic emission graded warning model and its applications against coal rock dynamic collapses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(4): 556-564, doi: 10. 1016/j. ijrmms. 2011. 02. 006.

- Wang H T, Qu Y J, He R. 2002. Study on comprehensive anomaly index based on various kinds of earthquake precursor anomalies. *Inland Earthquake* (in Chinese), 16(4): 302-305.
- Xia Y X, Kang L J, Qi Q X. 2010. Five index of microseismic and their application in rock burst forecastion. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 35(12): 2011-2016.
- Xie H, Pariseau W G. 1993. Fractal character and mechanism of rock bursts. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 30(4): 343-350, doi: 10.1016/0148-9062(93)91718-X.
- Xu N W, Tang C A, Li L C, et al. 2011. Microseismic monitoring and stability analysis of the left bank slope in Jinping first stage hydropower station in southwestern China. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(6): 950-963, doi: 10.1016/j.ijrmmms. 2011. 06. 009.
- Xu S X. 1993. Earthquake prediction method of seismic activity. *Acta Seismologica Sinica* (in Chinese), 15(2): 239-252.
- Xu W J, Gao M T. 2012a. Calculation of upper limit earthquake magnitude for Northeast seismic region of China based on truncated G-R model. *Chinese J. Geophys.* (in Chinese), 55(5): 1710-1717.
- Xu W J, Gao M T. 2012b. Seismic hazard estimate using spatially smoothed seismicity model as spatial distribution function. *Acta Seismologica Sinica* (in Chinese), 34(4): 526-536.
- Xu X F, Dou L M, Cao A Y, et al. 2011. Effect of overlying strata structures on rock burst and micro-seismic monitoring analysis. *Journal of Mining & Safety Engineering* (in Chinese), 28(1): 11-15.
- 推测. *地震学报*, 8(1): 21-27.
- 贺虎, 窦林名, 巩思园等. 2010. 覆岩关键层运动诱发冲击的规律研究. *岩土工程学报*, 32(8): 1260-1265.
- 贺虎, 窦林名, 巩思园等. 2011. 冲击矿压的声发射监测技术研究. *岩土力学*, 32(4): 1262-1268.
- 姜福兴, 杨淑华, 成云海等. 2006. 煤矿冲击地压的微地震监测研究. *地球物理学报*, 49(5): 1511-1516.
- 李志华, 窦林名, 管向清等. 2009. 矿震前兆分区监测方法及应用. *煤炭学报*, 34(5): 614-618.
- 刘建坡. 2011. 深井矿山地压活动与微震时空演化关系研究[博士学位论文]. 辽宁: 东北大学工程力学系.
- 陆爽平, 窦林名, 王耀峰等. 2010. 坚硬顶板诱发煤体冲击破坏的微震效应. *地球物理学报*, 53(2): 450-456.
- 吕进国, 潘立. 2010. 微震预警冲击地压的时间序列方法. *煤炭学报*, 35(12): 2002-2005.
- 潘一山, 唐治, 李忠华等. 2013. 不同加载速率下煤岩单轴压缩电荷感应规律研究. *地球物理学报*, 56(3): 1043-1048.
- 齐庆新, 陈尚本, 王怀新等. 2003. 冲击地压、岩爆、矿震的关系及其数值模拟研究. *岩石力学与工程学报*, 22(11): 1852-1858.
- 曲效成, 姜福兴, 于正兴等. 2011. 基于当量钻屑法的冲击地压监测预警技术研究及应用. *岩石力学与工程学报*, 30(11): 2346-2351.
- 唐礼忠. 2008. 深井矿山地震活动与岩爆监测及预测研究[博士学位论文]. 长沙: 中南大学采矿工程系.
- 唐礼忠, 张君, 李夕兵. 2012. 基于定量地震学的矿山微震活动对开采速率的响应特性研究. *岩石力学与工程学报*, 31(7): 1349-1354.
- 王恩元, 刘忠辉, 刘贞堂等. 2009. 受载煤体表面电位效应的实验研究. *地球物理学报*, 52(5): 1318-1325.
- 王海涛, 曲延军, 和锐. 2012. 基于多种地震前兆异常的综合异常指数研究. *内陆地震*, 16(4): 302-305.
- 夏永学, 康立军, 齐庆新等. 2010. 基于微震监测的5个指标及其在冲击地压预测中的应用. *煤炭学报*, 35(12): 2011-2016.
- 许绍燮. 地震活动性预报地震方法. 1993. *地震学报*, 15(2): 239-252.
- 徐伟进, 高孟潭. 2012a. 根据截断的G-R模型计算东北地震区震级上限. *地球物理学报*, 55(5): 1710-1717.
- 徐伟进, 高孟潭. 2012b. 以空间光滑的地震活动性模型为空间分布函数的地震危险性分析方法. *地震学报*, 34(4): 526-536.
- 徐学锋, 窦林名, 曹安业等. 2011. 覆岩结构对冲击矿压的影响及其微震监测. *采矿与安全工程学报*, 28(1): 11-15.

## 附中文参考文献

- 蔡武, 窦林名, 李许伟等. 2011. 基于分区监测的矿震时空强演化规律分析. *煤矿安全*, 42(12): 130-133.
- 窦林名, 何学秋. 2007. 煤矿冲击矿压的分级预测研究. *中国矿业大学学报*, 36(6): 717-722.
- 窦林名, 何江, 巩思园等. 2012. 采空区突水动力灾害的微震监测案例研究. *中国矿业大学学报*, 41(1): 20-25.
- 窦林名, 蔡武, 巩思园等. 2014. 冲击危险性动态预测的震动波CT技术研究. *煤炭学报*, 39(2): 238-244.
- 巩思园, 窦林名, 曹安业等. 2010. 煤矿微震监测台网优化布设研究. *地球物理学报*, 53(2): 457-465.
- 顾瑾平, 虞雪军, 盛国英. 1986. 中国南北带北段地震强度与时间

(本文编辑 汪海英)

DOI: 10.11779/CJGE201510019

## 34 动载作用下圆形巷道锚杆支护结构破坏机理研究

王正义<sup>1, 2</sup>, 窦林名<sup>\*1, 2</sup>, 王桂峰<sup>1</sup>

(1. 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学矿业工程学院, 江苏 徐州 221116)

**摘要:** 将冲击应力波进行合理简化, 建立平面 P 波与圆形锚固巷道相互作用简化模型。结合算例, 通过分析深部围岩径向应力、巷道表面切向应力、巷道表面径向位移以及深部围岩与巷道表面径向位移差等代表性指标, 确定了重点支护位置, 推导了重点支护位置的锚杆受力机制并提出了相应破坏类型及判据。结果表明: 迎波侧与侧向位置是重点支护位置。迎波侧锚杆总应力是静载轴应力、锚杆振动的动应力和动载下围岩变形引起的附加应力的叠加, 强冲击下迎波侧支护结构的破坏类型为单次瞬间摧垮破坏, 围岩受压破裂, 锚杆松动失去加固作用; 循环弱冲击下的破坏类型为循环累积损伤破坏, 受压围岩逐渐损伤致裂, 锚杆反复受压、受拉直至松动, 这进一步加剧围岩的损伤破裂, 当承载拱强度降低到一定值后, 一次小冲击就能诱发巷道冲击破坏。侧向位置锚杆总应力是静载轴应力、动载下围岩变形引起的附加应力的叠加, 锚杆始终受拉, 在强冲击下可能发生拉断破坏。通过相似模拟试验, 较好地验证了理论分析结果, 表明理论分析结果对工程实践具有一定的指导意义。

**关键词:** 冲击矿压; 应力波; 锚杆; 巷道围岩; 支护

中图分类号: TU43; TD324 文献标识码: A 文章编号: 1000-4548(2015)10-1901-09

**作者简介:** 王正义(1990-), 男, 硕士研究生, 主要从事矿山压力、冲击矿压、采矿地球物理等方面的研究工作。E-mail: 15062193699@163.com。

### Failure mechanism of anchored bolt supporting structure of circular roadway under dynamic load

WANG Zheng-yi<sup>1,2</sup>, DOU Lin-ming<sup>1,2</sup>, WANG Gui-feng<sup>1</sup>

(1. State Key Laboratory of Coal Resource and Mine Safety, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China;

2. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** By reasonably simplifying the stress wave, a simplified model for the reciprocity between the plane p-wave and the circular anchoring roadway is built. Based on a typical case, through analyzing such remarkable parameters as radial stress of deep surrounding rock, tangential stress of roadway surface, radial displacement of roadway surface and radial displacement difference between deep surrounding rock and roadway surface, the strategic locations of support are confirmed, the force mechanism of bolt is deduced, and the corresponding failure patterns and failure criteria are put forward. The results show that the side facing the stress wave and the lateral position are the strategic locations of support. It is found that: (1) The total stress of bolt on the side facing the stress wave is the superposition of static axial stress, dynamic stress of bolt vibration and subsidiary stress caused by the surrounding rock deformation under dynamic load. Under the strong impact, a single instantly destroyed destruction will occur, the surrounding rock is pressed to fracture and the loose bolts lose the reinforcement. Under the cyclic weak impact, the pressed surrounding rock is gradually damaged to fracture, and that the bolt is loose owing to being pressed and straightened repeatedly intensifies the fracture of the surrounding rock further. When the strength of the load-bearing arch is decreased to a certain value, a weak impact can induce the burst failure of roadway; and (2) The total stress of the bolt at the lateral position is the composition of the static axial stress and the subsidiary stress caused by the surrounding rock deformation under the dynamic load. The bolt here is being subjected to tension, so tensile failure will occur under the strong impact. The results of similar simulation experiments are consistent with the theoretical ones, indicating that the theoretical analysis can be a significant guidance for engineering practice.

**Key words:** rockburst; stress wave; bolt; roadway surrounding rock; support

基金项目: 国家自然科学基金委和神华集团有限公司联合资助项目 (51174285); 江苏省自然科学基金项目 (BK20140194)

收稿日期: 2015-01-11

\*通讯作者

## 0 引言

冲击矿压(岩爆)对矿山安全开采造成了极大的危害,通常会瞬间造成巷道冒落垮塌甚至闭合堵塞<sup>[1]</sup>。随着中国煤矿快速向深部延伸,冲击矿压发生的频度和烈度也逐年增加,成为深部绿色开采亟待解决的难题<sup>[2]</sup>。针对巷道冲击矿压的破坏机理,文献[3]建立了冲击矿压巷道围岩稳定性控制的强弱强结构力学模型,推导了巷道冲击震动破坏的强度判据和能量准则,却未考虑承载拱内部锚杆与围岩的耦合作用机理以及锚杆的受力机制,对应力波的简化处理也与实际情况有一定距离;文献[4, 5]采用数值模拟和相似模拟的方法研究了爆炸载荷作用下锚杆的动载响应,发现巷道周边不同位置锚杆的受力特征存在很大差异,却未能从理论上进行深入的解释。

本文建立了动载作用下圆形巷道锚杆支护结构动力响应模型,旨在从理论上解释承载拱内部锚杆的受力特征及破坏机制,以期为工程实践提供理论依据。

## 1 圆形锚固巷道在平面 P 波作用下的动力反应

### 1.1 建立模型

在距离震源一定距离处,岩石中传播的应力波可视为平面波<sup>[6]</sup>。锚杆支护具有强化作用,将锚固范围内的围岩组合成一个整体,形成了一个相当于钢筋混凝土的承载结构<sup>[7]</sup>。据此,本文将圆形锚固巷道的支护结构简化为巷道周围一个类似“衬砌”的环形结构,由于静水压力( $\lambda=1$ )下的圆形巷道具有对称性,即来自任意方向的应力波对巷道的作用都是等效的,不妨令平面 P 波的入射方向与  $x$  轴正方向一致,如图 1 所示。图中,  $a$  为巷道内表面半径,  $b$  为承载拱结构半径,  $r$  为任意一点到巷道中心的距离;  $\theta$  为巷道周边任意一点与  $x$  轴正方向的夹角,  $\theta$  的取值范围为  $0^\circ \sim 360^\circ$ 。为便于研究,假设围岩为均质各向同性的弹性介质、无蠕变或黏性行为、平面应变模型。

入射到巷道围岩的简谐平面 P 波可表示为

$$\phi^{(i)} = \phi_0 e^{i(k_{p1}x - \omega t)} \quad (1)$$

式中  $\phi_0$  为入射 P 波的振幅;  $k_{p1}$  为入射 P 波的波数;  $\omega$  为入射 P 波的圆频率。

利用波函数展开法,式(1)可表示为

$$\phi^{(i)} = \phi_0 \sum_{n=0}^{\infty} \varepsilon_n i^n J_n(k_{p1}r) \cos(n\theta) e^{-i\omega t} \quad (2)$$

式中,  $J_n$  为  $n$  阶第一类 Bessel 函数,其中

$$\varepsilon_n = \begin{cases} 1 & (n=0) \\ 2 & (n \geq 1) \end{cases} \quad (n=0,1,2,3,\dots) \quad (3)$$

应力波在波阻抗不同的介质分界面传播时,波会在介质分界面发生反射和透射<sup>[8]</sup>。当平面 P 波传播到深部围岩与承载拱分界面时, P 波在介质分界面反射产生 P 波和 SV 波,并且透射产生 P 波和 SV 波。透射产生的 P 波和 SV 波又将在承载拱的内表面发生反射。

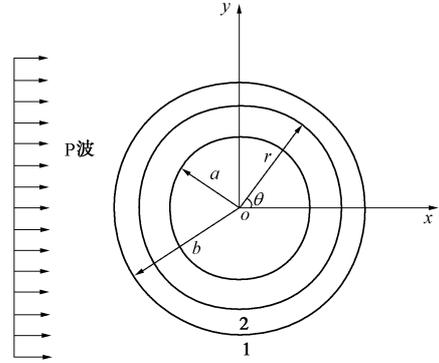


图 1 平面 P 波与圆形锚固巷道相互作用简化模型

Fig. 1 Simplified model for reciprocity between plane p-wave and circular anchoring roadway

因此,深部围岩( $r \geq b$ )中的总位移势<sup>[9]</sup>为

$$\left. \begin{aligned} \phi_1 &= \sum_{n=0}^{\infty} \left[ \phi_0 \varepsilon_n J_n(k_{p1}r) + A_n H_n^{(1)}(k_{p1}r) \right] \cos n\theta e^{-i\omega t}, \\ \psi_1 &= \sum_{n=0}^{\infty} B_n H_n^{(1)}(k_{sv1}r) \sin n\theta e^{-i\omega t}. \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

承载拱( $a \leq r \leq b$ )中的总位移势为

$$\left. \begin{aligned} \phi_2 &= \sum_{n=0}^{\infty} \left[ C_n H_n^{(1)}(k_{p2}r) + D_n H_n^{(2)}(k_{p2}r) \right] \cos n\theta e^{-i\omega t}, \\ \psi_2 &= \sum_{n=0}^{\infty} \left[ M_n H_n^{(1)}(k_{sv2}r) + N_n H_n^{(2)}(k_{sv2}r) \right] \sin n\theta e^{-i\omega t}. \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

式中  $k_{pi}$ ,  $k_{svi}$  ( $i=1,2$ ) 为对应介质 P 波波数及 SV 波波数,  $k_{pi} = \omega/c_{pi}$ ,  $k_{svi} = \omega/c_{si}$ ;  $c_{pi}$ ,  $c_{si}$  为对应介质 P 波波速及 SV 波波速;  $H_n^{(1)}$ ,  $H_n^{(2)}$  分别为第 1 类和第 2 类 Hankel 函数,代表向外和向内传播的波;  $A_n$ ,  $B_n$ ,  $C_n$ ,  $D_n$ ,  $M_n$ ,  $N_n$  为待定系数。

承载拱外边界 ( $r=b$ ) 上的连续性条件为

$$\left. \begin{aligned} u_{r1} &= u_{r2}, \\ u_{\theta 1} &= u_{\theta 2}, \\ \sigma_{rr1} &= \sigma_{rr2}, \\ \tau_{r\theta 1} &= \tau_{r\theta 2}. \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

承载拱内边界 ( $r=a$ ) 上的边界条件为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{rr2} &= 0 \\ \tau_{r\theta 2} &= 0 \end{aligned} \right\} \quad (7)$$

### 1.2 模型求解

由柱坐标下应力和位移与位移势的关系可得深部围岩和承载拱的应力和位移表达式<sup>[10]</sup>。联立连续性条件、边界条件以及深部围岩和承载拱应力和位移表达

式建立方程组。解方程组可得  $A_n, B_n, C_n, D_n, M_n, N_n$  的值, 再将其代入深部围岩和承载拱应力和位移表达式, 即得平面 P 波作用下深部围岩和承载拱应力与位移的分布情况。

### 1.3 计算结果分析

由某矿实际, 取巷道半径  $a = 2 \text{ m}$ , 承载拱半径  $b = 3.2 \text{ m}$ , 深部围岩与承载拱物理力学指标见表 1。

表 1 深部围岩与承载拱物理力学指标

Table 1 Physico-mechanical indices of deep surrounding rock and load-bearing arch

介质	弹性模量 /GPa	泊松比	密度 /( $\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$ )	P 波波速 /( $\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$ )	S 波波速 /( $\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$ )
深部围岩	55	0.25	2500	4300	2480
承载拱	40	0.22	2200	3583	2069

冲击震动动载参数<sup>[11]</sup>见表 2。以小冲击为算例, 最大峰值速度取  $1.0 \text{ m/s}$ , 则 P 波产生的动载应力为  $\sigma_0 = \rho C_p v_{pp} = 2500 \times 4300 \times 1.0 = 10.75 \text{ MPa}$ 。

表 2 冲击震动动载应变率范围

Table 2 Strain rate range of rock burst seism

震动波类型	频率 /Hz	最大峰值速度 /( $\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$ )	波速 /( $\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$ )	应变率 /( $\text{s}^{-1}$ )
纵波	2~15	0.52~4.38	4300	$1.5 \times 10^{-3} \sim 9.6 \times 10^{-2}$
横波	2~15	0.52~4.38	2480	$2.6 \times 10^{-3} \sim 1.7 \times 10^{-1}$

将以上参数代入深部围岩和承载拱应力和位移表达式, 得到如下结果:

#### (1) 深部围岩径向应力

深部围岩 ( $r = b$ ) 径向应力  $\sigma_{rr1}$  分布如图 2 所示。由图 2 知, 靠近震源一侧的径向应力较大, 称为迎波侧, 最大值在  $\theta = 180^\circ$  处; 远离震源一侧的径向应力较小, 称为背波侧, 最小值在  $\theta = 0^\circ$  处。分析原因: ①介质的阻尼作用使得应力波随传播距离增大而衰减。迎波侧距震源较近, 能量衰减较少, 受动载影响较大。②应力波在巷道周围会发生绕射, 产生绕射波, 各个方向的绕射波相互叠加、干涉引起巷道后方应力波削弱<sup>[12]</sup>。

#### (2) 巷道表面环向应力

巷道表面 ( $r = a$ ) 环向应力  $\sigma_{\theta\theta 2}$  分布如图 3 所示。由图 3 知, 环向应力最大值在侧向位置 ( $\theta = 90^\circ$  和  $\theta = 270^\circ$ ), 该处应力集中, 围岩剪胀变形严重。而静载时圆形巷道表面径向应力  $\sigma_r = 0$ , 环向应力  $\sigma_\theta = \sigma_{\theta\text{max}} = 2\gamma h$ 。由动静载耦合理论知, 静载下的  $\sigma_{\theta\text{max}}$  与动载下的  $\sigma_{\theta\theta 2\text{max}}$  叠加将使得侧向位置成为应力集中区, 是重点支护位置。

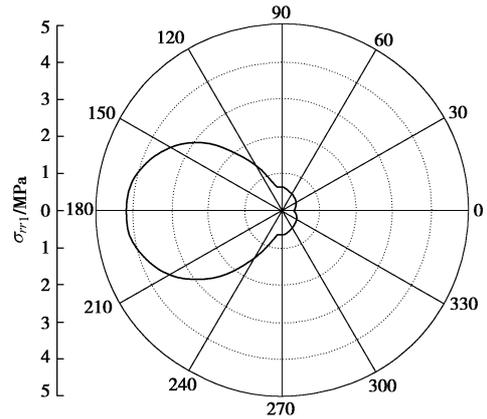


图 2 深部围岩 ( $r=b$ ) 径向应力  $\sigma_{rr1}$  分布

Fig. 2 Distribution of radial stress  $\sigma_{rr1}$  of deep surrounding rock ( $r=b$ )

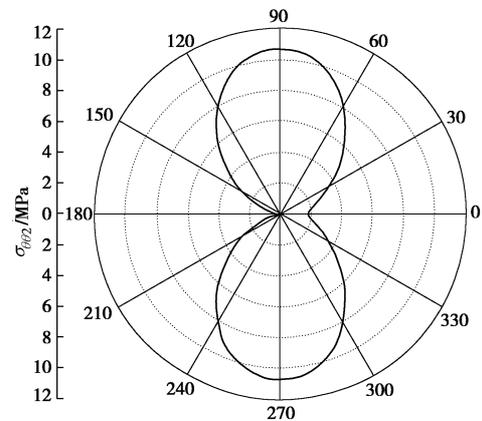


图 3 巷道表面 ( $r=a$ ) 环向应力  $\sigma_{\theta\theta 2}$  分布

Fig. 3 Distribution of tangential stress  $\sigma_{\theta\theta 2}$  of roadway surface ( $r=a$ )

#### (3) 巷道表面径向位移

巷道表面径向位移  $u_{r2}$  分布如图 4 所示。由图 4 知, 动载下迎波侧的  $u_{r2}$  远大于背波侧, 最大值在  $\theta = 180^\circ$  处。侧向位置 ( $\theta = 90^\circ$  和  $\theta = 270^\circ$ ) 的  $u_{r2}$  也较大, 这与该处环向应力较大有关, 即由于环向应力集中, 导致该处围岩剪胀变形严重, 向巷道自由空间的变形量大。

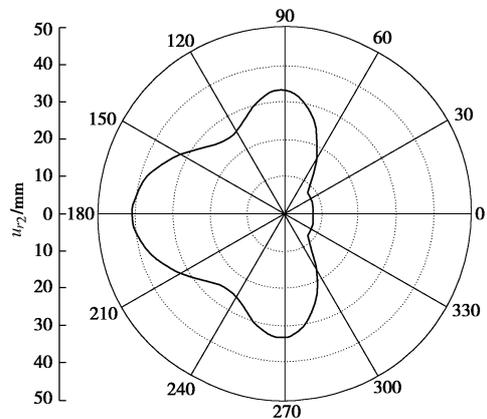


图 4 巷道表面径向位移  $u_{r2}$  分布

Fig. 4 Distribution of radial displacement  $u_{r2}$  of roadway surface ( $r=a$ )

#### (4) 巷道表面与深部围岩径向位移差

巷道表面与深部围岩径向位移差如图 5 所示。巷道表面 ( $r=a$ ) 径向位移  $u_{r2}$  与深部围岩 ( $r=b$ ) 径向位移  $u_{r1}$  之差为  $\Delta u_r$ ，即

$$\Delta u_r = u_{r2} - u_{r1} \quad (8)$$

静载下巷道围岩变形都从表面向深部逐渐降低<sup>[13]</sup>，动载下也有相同的规律，即  $u_{r2} > u_{r1}$ 。由图 5 知，迎波侧的  $\Delta u_r$  远大于背波侧；侧向位置 ( $\theta = 90^\circ$  和  $\theta = 270^\circ$ ) 的  $\Delta u_r$  最大，表明该处围岩不协调变形严重，对支护结构影响大，是重点支护位置。

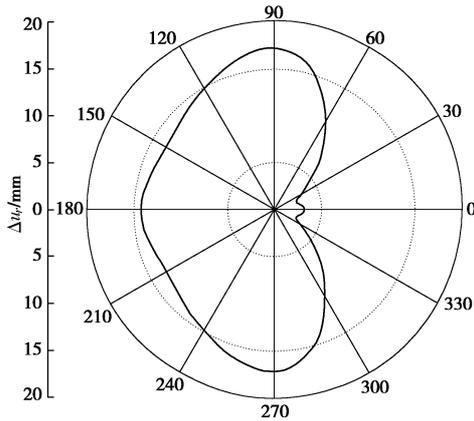


图 5 深部围岩与巷道表面径向位移差  $\Delta u_r$  分布

Fig. 5 Distribution of radial displacement difference  $\Delta u_r$  between deep surrounding rock and roadway surface

#### 1.4 重点支护位置

(1) 迎波侧的深部围岩径向应力远大于背波侧，受动载影响大，支护围岩和锚杆锚固端可能受压破坏，导致锚杆松动，从而减弱甚至丧失对围岩加固作用，应重点关注迎波侧围岩受压以及锚杆的松动破坏。

(2) 侧向位置 ( $\theta = 90^\circ$  和  $\theta = 270^\circ$ ) 的巷道表面环向应力与径向位移以及巷道表面与深部围岩径向位移差都较大，表明该处应力集中，围岩剪胀变形严重，同样是重点支护位置。

## 2 动载作用下支护结构中端锚锚杆受力分析

动载下端锚锚杆受力包括：①静载下锚杆由于施加预紧力而产生的轴应力  $\sigma_s$ ；②动载下锚杆振动的动应力  $\sigma_{d1}$ ；③动载下围岩变形引起的附加应力  $\sigma_{d2}$ 。由动静载耦合理论知，动载下端锚锚杆总应力为

$$\sigma_{\text{总}} = \sigma_s + \sigma_{d1} + \sigma_{d2} \quad (9)$$

#### 2.1 静载轴应力 $\sigma_s$

静载下预紧力端锚锚杆的轴力为<sup>[14]</sup>

$$F = \begin{cases} \int_x^L \tau_{1x} \pi D_2 dx = \frac{e^{-(x-l)/(d-D_2)} - e^{-(L-l)/(d-D_2)}}{1 - e^{-(L-l)/(d-D_2)}} T & (l \leq x \leq L), \\ T & (0 \leq x \leq l) \end{cases}$$

(10)

式中， $F$  为锚杆轴力， $T$  为托锚力。静载下端锚锚杆自由段的轴力即为托锚力，由煤矿实际，托锚力取 40 kN，则锚杆轴应力为

$$\sigma_s = \frac{F}{\frac{\pi}{4} d^2} = \frac{40 \times 10^3}{\frac{\pi}{4} \times (20 \times 10^{-3})^2} = 127 \text{ MPa} \quad (11)$$

#### 2.2 锚杆振动的动应力 $\sigma_{d1}$

为研究动应力  $\sigma_{d1}$ ，建立如图 6 所示的锚杆纵向振动力学模型<sup>[15]</sup>。

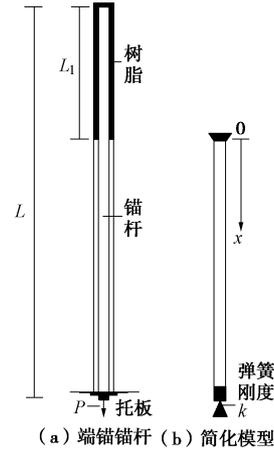


图 6 树脂锚杆的力学模型

Fig. 6 Mechanical model for resin bolt

图 6 (b) 所示锚杆振动简化模型的波动方程为

$$c_0^2 \frac{\partial^2 u(x,t)}{\partial x^2} = \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} \quad (12)$$

假定其解的形式为

$$u(x,t) = X(x)T(t) \quad (13)$$

式中， $X(x)$  为主函数，定义振动模态， $T(t)$  为决定振动模态随时间的发展。 $X(x)$ ， $T(t)$  通解为

$$\left. \begin{aligned} X(x) &= a \cos \lambda x + b \sin \lambda x \\ T(t) &= c \cos c_0 \lambda t + d \sin c_0 \lambda t \end{aligned} \right\} \quad (14)$$

式中 常数  $a$ ， $b$  由约束条件确定；常数  $c$ ， $d$  与初始条件有关； $\lambda = 2\pi f / c_0$ ； $f$  为振动频率。

锚杆振动模型边界条件为

$$\left. \begin{aligned} u(0,t) &= 0 \\ EA \frac{\partial u}{\partial x} \Big|_{x=l} &= P = -k u \Big|_{x=l} \end{aligned} \right\} \quad (15)$$

式中  $E$  为锚杆弹性模量； $A$  为锚杆横截面积； $P$  为预紧力； $k$  为弹簧刚度，且  $k$  是预紧力  $P$  的函数， $P$  越大， $k$  就越大<sup>[16]</sup>。

锚杆振动模型初始条件为<sup>[17]</sup>

$$\left. \begin{aligned} u(x,0) &= 0 \\ \frac{\partial u(x,0)}{\partial t} &= \frac{I \delta(L-x)}{A \rho} \quad (0 \leq x \leq l) \end{aligned} \right\} \quad (16)$$

式中  $I$  为冲击能量;  $L$  为锚杆长度;  $\delta(x)$  为 Dirac 函数。

由弹性动力学知, 有限长杆任一纵向振动的位移表达式为<sup>[18]</sup>

$$u(x,t) = \sum_{n=1}^{\infty} (c_n \cos c_0 \lambda_n t + d_n \sin c_0 \lambda_n t) \sin \lambda_n x \quad (17)$$

而动力问题的弹性方程为

$$\sigma_x = \frac{E}{1+\nu} \left( \frac{\nu}{1-2\nu} e + \frac{\partial u}{\partial x} \right) \quad (18)$$

式中,  $\nu$  为泊松比,  $e = \frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial v}{\partial y} + \frac{\partial w}{\partial z} = \frac{\partial u}{\partial x}$ 。

联立式 (6) ~ (12), 得锚杆纵向振动应力表达式为

$$\sigma_x(x,t) = \frac{EI(1-\nu)}{A\rho c_0(1+\nu)(1-2\nu)} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{\lambda_n}{1-\cos \lambda_n l} \sin c_0 \lambda_n t \cos \lambda_n x \quad (19)$$

式中  $\lambda_n = \arcsin(C_n e^{-kl/EA})/l$ ; 为将问题简化, 令  $C_n = f(n) = n(n=1,2,3,\dots)$ , 并研究 1 阶 ( $n=1$ ) 主振动, 得  $\lambda_1 = \arcsin(e^{-kl/EA})/l$ , 代入式 (18), 得

$$\sigma_x(x,t) = \frac{EI(1-\nu)}{A\rho c_0(1+\nu)(1-2\nu)} \frac{\lambda_1}{1-\cos \lambda_1 l} \sin c_0 \lambda_1 t \cos \lambda_1 x = \sigma_{x\max} \sin c_0 \lambda_1 t \cos \lambda_1 x \quad (20)$$

式中,  $\sigma_{x\max}$  是  $\sigma_x$  的最大值, 满足

$$\sigma_{x\max} = \frac{EI(1-\nu) \arcsin \left( e^{-\frac{kl}{EA}} \right)}{A\rho c_0 l (1+\nu)(1-2\nu) \left\{ 1 - \cos \left[ \arcsin \left( e^{-\frac{kl}{EA}} \right) \right] \right\}} \quad (21)$$

锚杆振动应力表达式 (式 (20)) 是得到  $\sigma_{d1}$  表达式的基础, 却未考虑能量耗散,  $\sigma_{d1}$  表达式见式 (23)。

### 2.3 动载下围岩变形引起的附加应力 $\sigma_{d2}$

巷道周边和岩体深部的位移规律, 及周边位移和锚杆深部锚固点的位移差, 对锚杆受力性质 (锚杆受拉、受压或不受力) 和大小影响很大<sup>[19]</sup>。动载下巷道表面围岩与深部围岩变形不协调引起锚杆的变形量为  $\Delta l_{d2}$ , 杆体应变为  $\varepsilon_{d2}$ , 显然有  $\Delta l_{d2} = \Delta u_r$ , 而  $\varepsilon_{d2} = \Delta l_{d2} / L = \Delta u_r / L$ 。

煤矿常用的 Q235 圆钢锚杆, 当杆体应力达到屈服极限时, 其变形量  $\Delta l_{d2} = 2.2 \text{ mm}$ ; 由图 5 知, 小冲击下  $\Delta u_r$  最小值为 2.5 mm, 表明支护结构各处的锚杆已不同程度地发生塑性变形, 其中,  $\Delta u_r$  在迎波侧的平均值为 16 mm, 在侧向位置的平均值为 17.5 mm, 在背波侧的平均值为 8.75 mm。由 Q235 圆钢拉伸的应力 - 应变曲线可知  $\sigma_{d2}$  在迎波侧平均值为 240.96 MPa, 在侧向位置的平均值为 241.61 MPa, 在背波侧

的平均值为 237.83 MPa。

## 3 重点支护位置的锚杆动力响应

### 3.1 迎波侧

(1) 锚杆受力机制

两种介质的波阻抗分别为  $\rho_w c_w$  和  $\rho_k c_k$ , 波在介质分界面产生的反射波强度和透射波强度分别为

$$\sigma_F = \sigma_0 F; \quad \sigma_T = \sigma_0 T \quad (22)$$

式中,  $F = \frac{1-n}{1+n}$ ,  $T = \frac{2}{1+n}$ ,  $n = \frac{\rho_w c_w}{\rho_k c_k}$ 。

当入射波到达深部围岩与锚杆内端头分界面时,

$n_1 = \rho_{\text{围岩}} c_{\text{围岩}} / \rho_{\text{锚杆}} c_{\text{锚杆}} < 1$ ,  $F_1 > 0$ ,  $T_1 > 1$ ,  $\sigma_{T1} = T_1 \sigma_{0r}$ , 此时, 透射波为压缩波。

当透射压缩波沿锚杆杆体到达巷道表面时,

$n_2 = \rho_{\text{锚杆}} c_{\text{锚杆}} / \rho_{\text{空气}} c_{\text{空气}} \approx \infty$ ,  $F_2 \approx -1$ ,  $T_2 \approx 0$ ,  $\sigma_{F2} \approx -\sigma_{T1}$ , 此时, 透射压缩波几乎全发射为拉伸波。

当反射拉伸波再次到达锚杆内端头与深部围岩分界面时,  $n_3 = \rho_{\text{锚杆}} c_{\text{锚杆}} / \rho_{\text{围岩}} c_{\text{围岩}} > 1$ ,  $F_3 < 0$ ,  $T_3 > 0$ ,  $\sigma_{F3} = \sigma_{F2} F_3$ , 此时, 反射波又为压缩波。

至此为一个循环周期。在锚杆纵向振动过程中,  $\sigma_{d1}$  的幅值  $\sigma_{d1\max}$  逐渐减小, 主要原因为巷道表面反射的拉伸波  $\sigma_{F2}$  在深部围岩与锚杆内端头分界面产生透射波  $\sigma_{T3}$ , 这部分振动能量耗散到深部围岩中, 随着振动持续, 能量累积耗散, 直到恢复新的平衡。据此, 定义衰减系数  $\gamma$ , 并考虑到应力方向 (拉应力为正值, 压应力为负值), 当  $kT \leq t \leq (k+1)T$  时,  $\sigma_{d1}$  的表达式为

$$\begin{aligned} \sigma_{d1} &= -\gamma^k \cdot \sigma_x(x,t) \\ &= -\gamma^k \cdot \frac{EI(1-\nu)}{A\rho c_0(1+\nu)(1-2\nu)} \frac{\lambda_1}{1-\cos \lambda_1 l} \cos \lambda_1 x \sin c_0 \lambda_1 t \end{aligned} \quad (23)$$

式中,  $k=0,1,2,3,\dots$ ,  $\gamma = |F_3|$ ,  $T = 2\pi/c_0 \lambda_1$ 。

以煤矿常用直径为 20 mm 的 Q235 圆钢锚杆为例, 其中杆体长度为 2 m, 锚固段长度为 0.5 m, 弹性模量为 210 GPa, 密度取 7800 kg/m<sup>3</sup>, 泊松比取 0.3, 屈服强度  $\sigma_q$  为 235 MPa, 抗拉强度  $\sigma_t$  为 450 MPa, 极限伸长率  $\delta$  为 25%; 振动模型的弹簧刚度取 20 kN/m, 冲击作用时间为 0.5 ms, 作用于锚杆横截面的冲击能量为 1.69 N·s。以  $\theta = 180^\circ$  处的锚杆的自由段与锚固段分界面 ( $x_0 = 0 \text{ m}$ ) 为例, 代入以上参数, 得

$$\begin{aligned} \sigma_{d1} &= -\gamma^k \cdot \frac{EI(1-\nu)}{A\rho c_0(1+\nu)(1-2\nu)} \frac{\lambda_1}{1-\cos \lambda_1 l} \cos \lambda_1 x_0 \sin c_0 \lambda_1 t \\ &= -0.62^k \cdot 39.7 \times 10^6 \cdot \sin(5.33 \times 10^3 \cdot t) \quad (24) \end{aligned}$$

$x_0 = 0 \text{ m}$  处动应力  $\sigma_{d1}$  的时程曲线如图 7 所示。

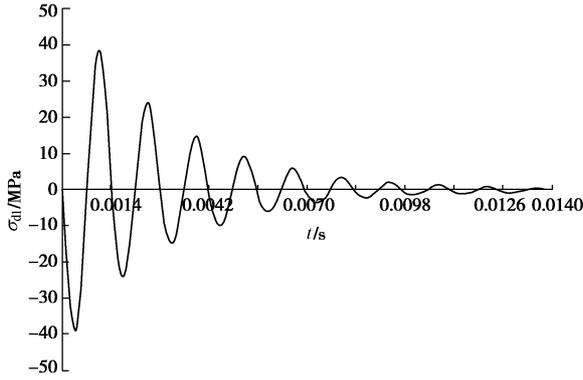


图7 动应力  $\sigma_{d1}$  的时程曲线

Fig. 7 Time-history curve of dynamic load  $\sigma_{d1}$

当入射波到达深部围岩与承载拱分界面时，除了引起锚杆振动外，还会引起深部围岩产生径向位移  $u_{r1}$ ，在小冲击算例中其平均值为 30 mm。此时振动波尚未传播至巷道表面，故巷道表面径向位移  $u_{r2} = 0$ ，锚杆变形量  $\Delta l_{d2} = \Delta u_r = 0 - u_{r1} = -30$  mm。由 Q235 圆钢压缩时的应力 - 应变曲线知，压缩时的  $E$  和  $\sigma_q$  与拉伸时的大致相同，而进入屈服阶段后，其抗压能力却继续增高。变形量 30 mm 的锚杆已屈服，此时  $\sigma_{d2}$  为压应力，且其值大于屈服强度 235 MPa，故有

$$\begin{aligned} \sigma_{\text{总}} &= \sigma_s + \sigma_{d1} + \sigma_{d2} \\ &< 127 + (-39.7) + (-235) = -147.7 \text{ MPa}, \end{aligned} \quad (25)$$

此时锚杆受压，而锚杆抗压强度较大，不会发生破坏。

当应力波到达巷道表面反射拉伸波时（由于承载拱厚度较小，可近似认为沿锚杆传播的应力波和沿围岩传播的应力波同时到达巷道表面），引起巷道表面径向位移  $u_{r2}$ ，其平均值为 46 mm。锚杆最终变形量  $\Delta l'_{d2} = u_{r2} - u_{r1} = 16$  mm  $> 0$ 。此时  $\sigma'_{d2}$  为拉应力，由 2.3 节知，其值为 240.96 MPa，故有

$$\sigma'_{\text{总}} = \sigma'_s + \sigma'_{d1} + \sigma'_{d2} = 127 + 39.7 + 240.96 = 407.66 \text{ MPa}, \quad (26)$$

此时锚杆受拉，由  $\sigma'_{\text{总}} < \sigma_t = 450$  MPa，故小冲击算例下的锚杆未发生拉断破坏。

此后，由于动载下围岩变形已达塑性变形，静载  $\sigma'_s$  与围岩变形引起的附加应力  $\sigma'_{d2}$  叠加成为新的“静载”  $\sigma_{s1}$ ，即

$$\sigma_{s1} = \sigma'_s + \sigma'_{d2} = 127 + 240.96 = 367.96 \text{ MPa} \quad (27)$$

由于  $\sigma_{d1}$  幅值逐渐减小，此后总应力  $\sigma_{\text{总}}$  的范围为

$$\begin{cases} \sigma_{\text{总min}} = \sigma_{s1} - \sigma'_{d1\text{max}} = 367.96 - 0.62 \times 39.7 = 343.346 \text{ MPa} \\ \sigma_{\text{总max}} = \sigma_{s1} + \sigma'_{d1\text{max}} = 367.96 + 0.62 \times 39.7 = 392.574 \text{ MPa} \end{cases} \quad (28)$$

显然，此后锚杆始终受拉，直到  $\sigma_{\text{总}} = \sigma_{s1} = 367.96$  MPa 时，才恢复到新的平衡。

综上，小冲击下迎波侧锚杆先受压后受拉，直到恢复新的平衡。

## (2) 支护结构的破坏类型

应力波对煤岩体的破坏表现为两种形式：循环累积损伤破坏和单次瞬间摧垮破坏<sup>[20]</sup>。

当应力波强度较低时，单次冲击不会引起迎波侧承载拱内锚杆和围岩破坏。然而，当多次小冲击作用于承载拱时，受压围岩会逐渐损伤致裂，同时锚杆会反复受压和受拉，直至锚杆失去锚固基础，引起锚杆松动，逐步减弱直至丧失对围岩的加固作用，这将进一步加剧支护围岩的损伤破裂。当损伤变量达到一定程度，极限强度降低的煤岩体就可能被破坏从而失去连接和完整性<sup>[20]</sup>。

据此，定义每次小冲击导致围岩损伤为  $D_i$ ，定义由于锚杆松动导致围岩力学性质降低为  $D_2$ ，则循环累积冲击后支护体强度为

$$\sigma'_z = (1 - \sum a_i \cdot D_{1i} - \sum b_i \cdot D_{2i}) \cdot \sigma_z \quad (29)$$

式中  $\sigma_z$  为原支护体强度； $a_i$ ， $b_i$  为待定系数。

此后，一次小冲击就可能诱发巷道冲击破坏，此时巷道冲击破坏判据为<sup>[3]</sup>

$$\sigma_0 (d - r - t)^{-\eta} + \gamma h \left[ 1 - \frac{a^2}{(r + t)^2} \right] > \sigma'_z \quad (30)$$

式中  $d$  为震源距巷道中心的距离； $t$  为承载拱厚度； $a$  为巷道半径； $\eta$  为应力波在深部围岩中传播的能量衰减指数。

当应力波强度足够大时，一次强冲击就能满足巷道冲击破坏判据

$$\sigma_0 (d - r - t)^{-\eta} + \gamma h \left[ 1 - \frac{a^2}{(r + t)^2} \right] > \sigma_z \quad (31)$$

此时，支护体围岩和锚杆锚固端将受压破坏，锚杆将失去锚固基础，锚杆松动并丧失对围岩的加固作用，围岩的力学性质大大降低，在冲击应力波的作用下，引起支护围岩更大范围及更进一步的破裂，直至整个支护结构被冲击破坏。

## 3.2 侧向位置

应力波作用方向与侧向位置的锚杆成接近  $90^\circ$ ，作用于锚杆横截面上的有效径向分量几乎为零，因此可以忽略锚杆振动产生的动应力；此外，动载下支护结构有一个“压扁”的趋势，导致侧向位置（ $\theta = 90^\circ$  和  $\theta = 270^\circ$ ）的巷道表面环向应力  $\sigma_{\theta\theta 2}$ 、巷道表面径向位移  $u_{r2}$  以及径向位移差  $\Delta u_r$  明显偏大，这表明侧向位置的锚杆受力不是动载下锚杆振动的动应力引起的，而是动载下深部围岩与表面围岩的不协调变形导致锚杆受力，故侧向位置的锚杆总应力为

$$\sigma_{\text{总}} = \sigma_s + \sigma_{d2} = 127 + 241.61 = 368.61 \text{ MPa} < \sigma_t \quad (32)$$

显然，侧向位置的锚杆受拉，在小冲击算例中，锚杆未发生拉断破坏。若  $\sigma_0$  足够大，当满足  $\sigma_{\text{总}} > \sigma_t$  时，

锚杆将被拉断。

## 4 相似模拟试验分析

### 4.1 试验概况

试验模拟的是半圆拱型巷道，埋深约400 m，跨度3.5 m，围岩加固使用直径20 mm的Q235圆钢锚杆。根据Froude比例法需满足  $K_\sigma = K_\rho K_l$ ，确定应力、密度、几何相似比尺为  $K_\sigma = 0.07$ ， $K_\rho = 0.69$ ， $K_l = 0.097$ 。模型尺寸大小为1.5 m×0.4 m×1.2 m（长×宽×高）。由于试验所模拟岩体材料要求在脆性上相似，故模型介质材料选用水泥砂浆，其配比如下  $m_{\text{砂}} : m_{\text{水泥}} : m_{\text{水}} : m_{\text{速凝剂}} = 14 : 1 : 1.5 : 0.017$ ，材料力学参数见表3。加固围岩的锚杆用直径为3 mm的铝棒来模拟，长度为10 cm。

表3 材料力学参数

Table 3 Mechanical parameters of materials							
材料种类	$\gamma$ /( $\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$ )	$c$ /MPa	$\varphi$ /( $^\circ$ )	$E$ /GPa	$\nu$	$R_c$ /MPa	$R_t$ /MPa
原型	2550	1.20	48	25.0	0.26	30.0	1.70
模型	1750	0.08	45	1.6	0.28	2.0	0.15

如图8所示为自主研发的动静组合巷道支护相似模拟试验台，采用液压装置给模型施加竖直方向载荷；通过摆锤击打滑杆头部产生的冲击载荷模拟动载，为了与理论模型尽可能一致，将冲击载荷布置在巷道左侧。

通过在巷道不同位置（即左帮侧墙、左帮拱腰、拱顶、右帮拱腰以及右帮侧墙）的围岩表面布置位移传感器，以及在上述位置布置锚杆轴向应变测点，研究动载下锚杆支护巷道的破坏规律。

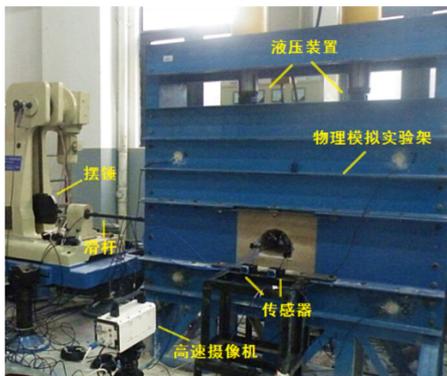


图8 动静组合巷道支护相似模拟试验台

Fig. 8 Similar simulation test table of roadway supporting by static and dynamic combination

### 4.2 试验结果及分析

如图9所示为巷道围岩表面不同位置的位移-时程曲线。由图9知，巷道表面位移表现为在某时刻突

然增大，然后反复波动，最后趋于定值。各时程曲线在形态上相似，趋势上相同。巷道表面位移终值从大到小依次为左帮侧墙、拱顶、左帮拱腰、右帮拱腰和右帮侧墙，这与图4中理论分析得到的巷道表面径向位移  $u_{r2}$  分布是一致的，即巷道在左侧的动载作用下，左帮侧墙为迎波侧，拱顶为侧向位置，且均产生较大的巷道表面径向位移，因此是重点支护位置。

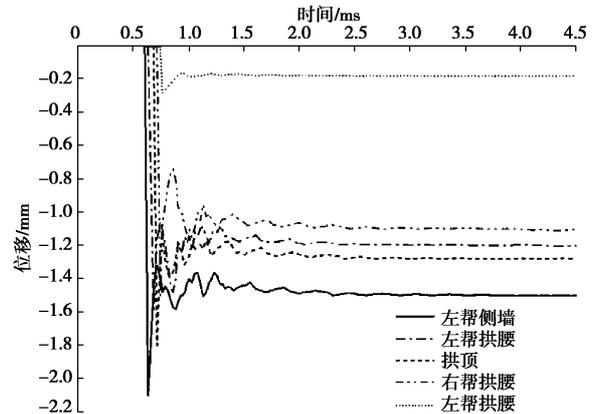


图9 巷道围岩表面不同位置位移-时程曲线

Fig. 9 Displacement-time curves at different locations of roadway surface

如图10所示为巷道不同位置的锚杆轴向应变-时程曲线，正值表示锚杆受拉应力作用，产生了瞬时拉应变，负值表示锚杆受压应力作用，产生瞬时压应变。由图10知，左帮侧墙和左帮拱腰处的锚杆先受压后受拉，而拱顶、右帮拱腰和右帮侧墙处的锚杆只受拉，且各处应力幅值随距动载源距离的增大而减小，这较好地验证了前文中重点支护位置锚杆的受力情况，即迎波侧（左帮侧墙）的锚杆先受压后受拉，而侧向位置（拱顶）的锚杆只受拉。

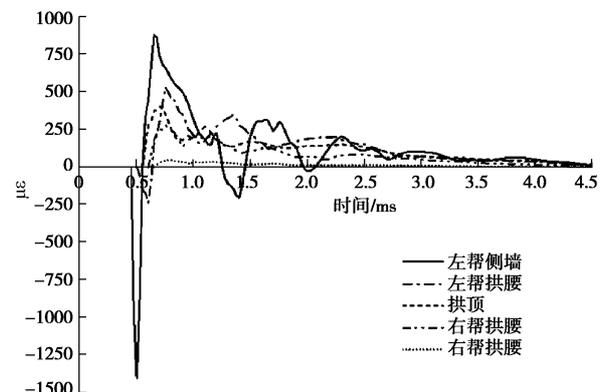


图10 巷道不同位置的锚杆轴向应变-时程曲线

Fig. 10 Temporal curves of axial strain of bolts at different locations of roadway surface

## 5 结论

(1) 平面P波作用下，支护体不同位置受动载

影响不同,迎波侧受动载影响较大,其深部围岩径向应力远大于背波侧,围岩和锚固端可能受压破坏,导致锚杆松动,从而减弱甚至丧失对围岩加固作用;侧向位置的巷道表面环向应力与径向位移、巷道表面与深部围岩径向位移差均较大,表明该处应力集中,围岩剪胀变形严重。因此,迎波侧和侧向位置是重点支护位置。

(2)迎波侧的锚杆总应力是静载下的轴应力、动载下锚杆振动的动应力以及动载下围岩变形引起的附加应力这三者的叠加。强冲击下迎波侧支护结构的破坏类型为单次瞬间摧垮破坏,围岩受压破坏,锚杆松动失去加固作用;循环弱冲击下的破坏类型为循环累积损伤破坏,受压围岩逐渐损伤致裂,同时锚杆反复受压、受拉,直至锚杆松动,这进一步加剧围岩的损伤破裂,当承载拱强度降低到一定值后,一次小冲击就能诱发巷道冲击破坏。

(3)侧向位置的锚杆总应力是静载下的轴应力、动载下围岩变形引起的附加应力这两者的叠加,锚杆始终受拉,在强冲击下可能发生拉断破坏。

(4)相似模拟试验结果较好地验证了理论分析结果,表明理论分析结果对工程实践具有一定的指导意义。

#### 参考文献:

- [1] 窦林名,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.(DOU Lin-ming, HE Xue-qiu. Rockburst prevention theory and technology[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2001. (in Chinese))
- [2] 贺虎,窦林名,巩思园,等.巷道防冲机理及支护控制研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(1):40-44.(HE Hu, DOU Lin-ming, GONG Si-yuan, et al. Mechanism of rockburst prevention and supporting control technology in roadways[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(1): 40 - 44. (in Chinese))
- [3] 高明仕,窦林名,张农,等.冲击矿压巷道围岩控制的强弱强力学模型及其应用分析[J].岩土力学,2008,29(2):359-364.(GAO Ming-shi, DOU Lin-ming, ZHANG Nong, et al. Strong-soft-strong mechanical model for controlling roadway surrounding rock subjected to rock burst and its application[J]. Rock and Soil Mechanics, 2008, 29(2): 359 - 364. (in Chinese))
- [4] 王光勇,张素华,谢文强,等.锚杆动载响应和轴向应力分布规律数值分析[J].采矿与安全工程学报,2009,26(1):114-117.(WANG Guang-yong, ZHANG Su-hua, XIE Wen-qiang, et al. Numerical analysis of dynamic response and axial stress distribution of rock bolts under explosive loads[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2009, 26(1): 114 - 117. (in Chinese))
- [5] 杨自友,顾金才,杨本水,等.锚杆对围岩的加固效果和动载响应的数值分析[J].岩土力学,2009,30(9):2805-2809.(YANG Zi-you, GU Jin-cai, YANG Ben-shui, et al. Numerical analysis of reinforcement effects and response to dynamic loads characteristics of rock bolts[J]. Rock and Soil Mechanics, 2009, 30(9): 2805 - 2809. (in Chinese))
- [6] 朱传云,许桂生.爆炸应力波近似处理的分析与研究[J].岩土力学,2002,23(4):455-458.(ZHU Chuan-yun, XU Gui-sheng. Analysis and study on dealing with blasting wave as planar-wave[J]. Rock and Soil Mechanics, 2002, 23(4): 455 - 458. (in Chinese))
- [7] 鞠文君.冲击矿压巷道锚杆支护原理分析[J].煤矿开采,2009,14(3):59-61.(JU Wen-jun. Analysis of supporting principles of anchored-bolt in roadway with burst danger[J]. Coalmining Technology, 2009, 14(3): 59 - 61. (in Chinese))
- [8] 李兴华,龙源,纪冲,等.爆破地震波作用下既有圆形隧道衬砌动应力集中系数分析[J].岩土力学,2013,34(8):2218-2224.(LI Xing-hua, LONG Yuan, JI Chong, et al. Analysis of dynamic stress concentration factor for existing circular tunnel lining under blasting seismic wave[J]. Rock and Soil Mechanics, 2013, 34(8): 2218 - 2224. (in Chinese))
- [9] 钟启凯.地下圆形组合衬砌洞室在地震波下的动力反应分析[D].长沙:湖南大学,2009.(ZHONG Qi-kai. Dynamic response analysis of underground cylindrical composite-lining cavern subjected to seismic waves[D]. Changsha: Hunan University, 2009. (in Chinese))
- [10] PAO Y H, MOW C C. The diffraction of elastic waves and dynamic stress concentrations[M]. New York: Crane & Russak, 1973.
- [11] 何江.煤矿采动动载对煤岩体的作用及诱冲机理研究[D].徐州:中国矿业大学,2013.(HE Jiang. Research of mining dynamic loading effect and its induced rock burst in coal mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2013. (in Chinese))
- [12] 王光勇.提高锚固洞室抗爆能力技术措施研究[D].合肥:中国科学技术大学,2009.(WANG Guang-yong. Technic study on enhancing the explosion resisting capacity of underground opening reinforced by rockbolts[D]. Hefei: University of Science and Technology of China, 2009. (in Chinese))

- 
- [13] 陆士良, 付国彬, 汤雷. 采动巷道岩体变形与锚杆锚固力变化规律[J]. 中国矿业大学学报, 1999, **28**(3): 201 - 203. (LU Shi-liang, FU Guo-bin, TANG Lei. Regularity of deformation of rocks around roadway under mining influence and change of rockbolt resistance[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1999, **28**(3): 201 - 203. (in Chinese))
- [14] 李志兵, 张农, 韩昌良, 等. 锚固预紧力与预紧力矩相互关系的研究[J]. 中国矿业大学学报, 2012, **41**(2): 189 - 193. (LI Zhi-bing, ZHANG Nong, HAN Chang-liang, et al. Relationship between pre-tightening force and tightening torque[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2012, **41**(2): 189 - 193. (in Chinese))
- [15] 李青锋, 茅献彪, 徐金海, 等. 预应力锚杆弹性波检测原理与应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, **24**(1): 32 - 36. (LI Qing-feng, MAO Xian-biao, XU Jin-hai, et al. Principles and application of elastic wave method for prestressed bolt testing[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2007, **24**(1): 32 - 36. (in Chinese))
- [16] IVANOVIC A, STARKEY A, NEILSON R D, et al. The influence of load on the frequency response of rock bolt anchorage[J]. Advances in Engineering Software, 2003, **12**(6): 697 - 705.
- [17] 刘海峰, 王珍, 倪晓, 等. 锚杆在锚固状态下纵向振动规律研究[J]. 矿山压力与顶板管理, 2004, **3**(4): 78 - 80. (LIU Hai-feng, WANG Zhen, NI Xiao, et al. The study on longitudinal vibration regulation of bolt in anchorage quality[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2004, **3**(4): 78 - 80. (in Chinese))
- [18] 杨桂通, 张善元. 弹性动力学[M]. 北京: 中国铁道出版社, 1988. (YANG Gui-tong, ZHANG Shan-yuan. Elastic dynamics[M]. Beijing: China Railway Publishing House, 1988. (in Chinese))
- [19] 陆士良, 汤雷, 杨新安. 锚杆锚固力与锚固技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1998. (LU Shi-liang, TANG Lei, YANG Xin-an. Anchor bolt anchoring force and technology[M]. Beijing: Coal Industry Publishing House, 1998. (in Chinese))
- [20] 高明仕, 窦林名, 严如令, 等. 冲击煤层巷道锚网支护防冲机理及抗冲震级初算[J]. 采矿与安全工程学报, 2009, **26**(4): 402 - 406. (GAO Ming-shi, DOU Lin-ming, YAN Ru-ling, et al. Prevention mechanism of roadway supported by bolt-mesh subjected to rock burst and degree calculation[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2009, **26**(4): 402 - 406. (in Chinese))
-



## 35 锚固巷道围岩结构动态响应规律研究

王正义<sup>1,2</sup>, 窦林名<sup>1,2</sup>, 王桂峰<sup>1</sup>, 李 静<sup>1,2</sup>

(1. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116;

2. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116)

**摘要:** 针对冲击矿压显现主要发生在巷道的现状, 运用理论分析、数值模拟及工程实践等方法, 研究了 P 波作用下锚固巷道围岩与锚杆动态响应规律. 结果表明: 巷道迎波侧与侧向位置是重点支护位置; 应力波作用是迎波侧围岩变形的主导因素, 迎波侧锚杆轴应力先小幅下降而后迅速增大, 最后稳定在峰值, 而主次承载结构不同的动态响应是侧向位置围岩变形的主导因素, 侧向位置锚杆轴应力呈“双峰”特性; 结合现场分析了围岩层裂垮落与锚杆冲击拉断两种典型的破坏类型, 并从改善支护参数和煤岩体强度弱化两方面提出了防冲建议.

**关键词:** 冲击矿压; 应力波; 巷道围岩结构; 动态响应; 锚杆

中图分类号: TD 324 文献标志码: A 文章编号: 1000-1964(2016)06-1132-09

DOI: 10.13247/j.cnki.jcmt.000589

### Research on dynamic response of anchoring roadway surrounding rock structure

WANG Zhengyi<sup>1,2</sup>, DOU Linming<sup>1,2</sup>, WANG Guifeng<sup>1</sup>, LI Jing<sup>1,2</sup>

(1. State Key Laboratory of Coal Resource and Mine Safety,

China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China;

2. School of Mines, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

**Abstract:** In view of the fact that rockbursts mainly occur in the roadway, the dynamic response of surrounding rock and bolts in the anchoring roadway under the action of P-wave was studied by methods of the theoretical analysis, numerical simulation and field practice. The results show that roadway sides facing with stress wave and the lateral positions are the key supporting positions. The stress wave effect is the dominant factor in the surrounding rock deformation on roadway sides facing with stress wave where the anchor axial stress decreases slightly, then increases quickly, and finally stabilizes at the peak value. Different dynamic responses of the primary and secondary bearing structures are the dominant factors in surrounding rock deformation on lateral sides in which the anchor axial stress is characterized by “double peak”. Two typical destruction types, surrounding rock spallation collapse and bolt tensile failure under impact loading, were analyzed combining the filed practice, and rockburst prevention suggestions were proposed in terms of the bolt supporting parameters and the intensity weakening of coal-rock mass.

**Key words:** rockburst; stress wave; roadway surrounding rock structure; dynamic response; bolt

收稿日期: 2015-07-13

基金项目: 国家重点研发计划专项项目(2016YFC0801403); 国家自然科学基金重点项目(51634001); 国家自然科学基金青年科学基金项目(51504248); 江苏省自然科学基金项目(BK20140194); 江苏高校优势学科建设工程资助项目(SZBF2011-6-B35)

通信作者: 王正义(1990-), 男, 安徽省淮南市人, 博士研究生, 从事矿山压力、冲击矿压、采矿地球物理等方面的研究.

E-mail: 15062193699@163.com Tel: 15062193699

冲击矿压对矿山安全开采造成了极大的危害,通常会瞬间造成巷道冒落垮塌甚至闭合堵塞<sup>[1]</sup>.随着我国煤矿快速向深部延伸,冲击矿压发生的频度和烈度也逐年增加,成为深部绿色开采亟待解决的难题<sup>[2]</sup>.研究统计表明,75%以上的冲击矿压显现发生在巷道,特别是工作面0~80 m超前支护范围内<sup>[3]</sup>,大量现场实践表明,冲击矿压造成的破坏和人员伤亡主要集中在巷道内.因此,研究巷道支护对冲击矿压的控制和抵御具有重要意义.文献<sup>[4]</sup>建立了冲击矿压巷道围岩稳定性控制的“强弱强”结构力学模型,推导了巷道冲击破坏的强度判据和能量准则,但对应力波的简化处理仅限于正入射条件,与现场实际有一定距离.文献<sup>[2]</sup>基于“强弱强”模型提出“强结构”应具备主动高强度支护与让压的双强功能,却未深入分析锚杆与围岩动态耦合作用机制.文献<sup>[5]</sup>通过数值模拟和相似模拟试验研究了爆炸载荷下锚杆的动态响应特征,发现巷道周边不同位置锚杆的受力特征存在较大差异,却未能从理论上解释.

本文首先建立了动载作用下圆形巷道锚杆支护结构动力响应模型,得到重点支护位置;通过数值模拟进一步揭示了锚固巷道围岩结构的动态响应特征,分析了锚杆与围岩的耦合作用机理,并针对现场巷道冲击破坏形式提出了优化建议.

## 1 平面 P 波作用下圆形锚固巷道动态响应

### 1.1 建立模型

在距离震源一定距离处,岩石中传播的应力波可视为平面波<sup>[6]</sup>.锚杆支护具有强化作用,将锚固范围内的围岩组合成一个整体,形成了一个相当于钢筋混凝土的承载结构<sup>[7]</sup>,据此,将圆形锚固巷道支护结构简化为巷道周围一个类似“衬砌”的环形结构.在静水压力( $\lambda=1$ )下圆形巷道具有对称性,不妨令平面 P 波的入射方向与  $x$  轴正方向一致,如图 1 所示.为便于研究,假设围岩为均质各向同性的弹性介质、无蠕变或黏性行为的平面应变模型.

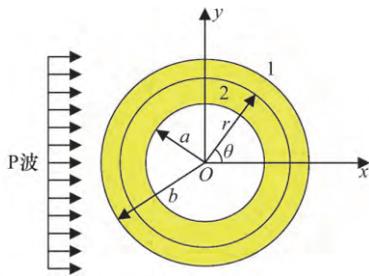


图 1 平面 P 波与圆形锚固巷道相互作用简化模型  
Fig. 1 Simplified model of reciprocity between plane-P-wave and the circular anchoring roadway

入射到巷道围岩的简谐平面 P 波可表示为

$$\varphi = \varphi_0 e^{i(k_{P1}x - \omega t)}, \quad (1)$$

式中: $\varphi$  为 P 波的位移势; $\varphi_0$  为入射 P 波的振幅; $k_{P1}$  为入射 P 波的波数; $\omega$  为入射 P 波的圆频率; $t$  为入射时间.为便于分析,下文的公式中都省略了时间因子  $e^{-i\omega t}$ .

利用波函数展开法,式(1)可表示为

$$\varphi = \varphi_0 \sum_{n=0}^{\infty} \epsilon_n i^n J_n(k_{P1}r) \cos n\theta, \quad (2)$$

式中: $J_n$  为  $n$  阶第一类 Bessel 函数; $r$  为任意一点到巷道中心的距离; $\epsilon_n$  为仅与自然数  $n$  有关的参数,其中

$$\epsilon_n = \begin{cases} 1 & (n=0), \\ 2 & (n \geq 1). \end{cases} \quad (3)$$

应力波在波阻抗不同的介质分界面传播时,会在介质分界面发生反射和透射<sup>[8]</sup>.当平面 P 波传播到深部围岩与承载拱分界面时,P 波在介质分界面反射产生 P 波和 SV 波,并且透射产生 P 波和 SV 波.透射产生的 P 波和 SV 波又将在承载拱的内表面发生反射.

因此,深部围岩( $r \geq b$ )中的总位移势<sup>[9]</sup>为

$$\begin{cases} \varphi_1 = \sum_{n=0}^{\infty} [\varphi_0 \epsilon_n J_n(k_{P1}r) + A_n H_n^{(1)}(k_{P1}r)] \cos n\theta, \\ \psi_1 = \sum_{n=0}^{\infty} B_n H_n^{(1)}(k_{SV1}r) \sin n\theta, \end{cases} \quad (4)$$

承载拱( $a \leq r \leq b$ )中的总位移势为

$$\begin{cases} \varphi_2 = \sum_{n=0}^{\infty} [C_n H_n^{(1)}(k_{P2}r) + D_n H_n^{(2)}(k_{P2}r)] \cos n\theta, \\ \psi_2 = \sum_{n=0}^{\infty} [M_n H_n^{(1)}(k_{SV2}r) + N_n H_n^{(2)}(k_{SV2}r)] \sin n\theta, \end{cases} \quad (5)$$

式中: $k_{Pi}, k_{SVi}$  ( $i=1,2$ ) 为对应介质 P 波波数及 SV 波波数, $k_{Pi} = \omega/c_{Pi}, k_{SVi} = \omega/c_{SVi}$ ;  $c_{Pi}, c_{SVi}$  为对应介质 P 波波速及 SV 波波速; $H_n^{(1)}, H_n^{(2)}$  分别为第 1 类和第 2 类 Hankel 函数,代表向外和向内传播的波; $A_n, B_n, C_n, D_n, M_n, N_n$  为待定系数.

承载拱外边界( $r=b$ )上的连续性条件为

$$\begin{cases} u_{r1} = u_{r2}, \\ u_{\theta 1} = u_{\theta 2}, \\ \sigma_{r1} = \sigma_{r2}, \\ \tau_1 = \tau_2, \end{cases} \quad (6)$$

式中: $u_r$  为径向位移; $u_{\theta}$  为切向位移; $\sigma_r$  为径向应力; $\tau$  为剪应力.

承载拱内边界( $r=a$ )上的边界条件为

$$\begin{cases} \sigma_{r2}=0, \\ \tau_{\theta2}=0. \end{cases} \quad (7)$$

### 1.2 模型求解

由柱坐标下应力和位移与位移势的关系可得深部围岩和承载拱的应力和位移表达式<sup>[10]</sup>. 联立连续性条件、边界条件以及深部围岩和承载拱应力和位移表达式建立方程组. 解方程组可得  $A_n, B_n, C_n, D_n, M_n, N_n$  的值, 再将其代入深部围岩和承载拱应力和位移表达式, 即得平面 P 波作用下深部围岩和承载拱应力与位移的分布情况. 需要说明的是, 上述求得的应力与位移是平面 P 波作用下圆形锚固巷道的动态附加应力  $\sigma_d$  和动态附加位移  $u_d$ .

### 1.3 计算结果分析

参考煤矿实际, 取巷道半径  $a=2$  m, 承载拱半径  $b=3.8$  m, 自重应力  $\sigma_1=10$  MPa, 深部围岩与承载拱物理力学参数见表 1.

表 1 深部围岩与承载拱物理力学参数  
Table 1 Physico-mechanical parameters of deep surrounding rock and load-bearing arch

介质	弹性模量/ GPa	泊松比	密度/ ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	P 波波速/ ( $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$ )	SV 波波速/ ( $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$ )
深部围岩	55	0.25	2 500	4 300	2 480
承载拱	40	0.22	2 200	3 583	2 069

冲击震动动载参数<sup>[11]</sup>见表 2. 以中等冲击为算例, 最大峰值速度取 2.0 m/s, 则 P 波产生的动载应力为  $\sigma_0 = \rho C_P v_{pp} = 2\,500 \times 4\,300 \times 2.0 = 21.5$  MPa. 而入射 P 波应力与振幅满足  $\sigma_0 = (\lambda + 2\mu) k_{P1}^2 \varphi_0$  ( $\lambda, \mu$  为拉梅常数), 据此可求得振幅  $\varphi_0$ .

表 2 冲击震动动载应变率范围  
Table 2 Strain rate range of the rock burst seismic

震动波类型	频率/ Hz	最大峰值速度/ ( $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$ )	波速/ ( $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$ )	应变率/ $\text{s}^{-1}$
纵波	2~15	0.52~4.38	4 300	$1.5 \times 10^{-3} \sim 9.6 \times 10^{-2}$
横波	2~15	0.52~4.38	2 480	$2.6 \times 10^{-3} \sim 1.7 \times 10^{-1}$

代入以上参数, 从深部围岩径向应力、巷道表面切向应力、巷道表面径向位移和巷道表面与深部围岩径向位移差这 4 个方面对锚固巷道动态响应规律进行分析.

#### 1.3.1 深部围岩径向应力

图 2 为深部围岩 ( $r=b$ ) 径向应力  $\sigma_{dr1}$  分布曲线. 由图 2 知, 靠近动载源一侧的径向应力较大, 称为迎波侧, 最大值在  $\theta=180^\circ$  处; 远离动载源一侧的径向应力较小, 称为背波侧, 最小值在  $\theta=0^\circ$  处. 分析原因: 1) 围岩介质的阻尼作用使得应力波随传

播距离增大而衰减. 迎波侧距动载源较近, 能量衰减较少, 受动载影响较大. 2) 应力波遇巷道空间会发生绕射, 各个方向的绕射波相互叠加、干涉会引起巷道后方应力波消弱<sup>[12]</sup>.

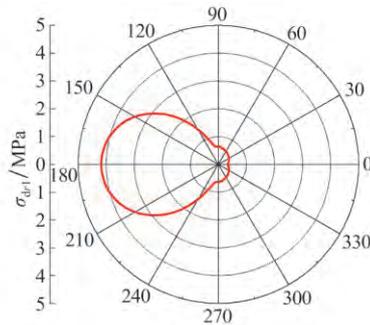


图 2 深部围岩 ( $r=b$ ) 径向应力  $\sigma_{dr1}$  分布  
Fig. 2 The distribution of the radial stress  $\sigma_{dr1}$  of deep surrounding rock ( $r=b$ )

#### 1.3.2 巷道表面切向应力

图 3 为巷道表面 ( $r=a$ ) 切向应力  $\sigma_{d\theta2}$  分布曲线. 由图 3 知, 切向应力最大值在侧向位置 ( $\theta=90^\circ$  和  $\theta=270^\circ$ ). 静载下圆形巷道表面的径向应力  $\sigma_{sr2} = \sigma_{srmin} = 0$ , 切向应力  $\sigma_{s\theta2} = \sigma_{s\theta max} = 2\gamma h$ . 由动静载叠加理论, 动载稳定阶段侧向位置总应力  $\sigma_{z\theta2} = \sigma_{s\theta2} + \sigma_{d\theta2} = \sigma_{s\theta2 max} + \sigma_{d\theta2 max} = \sigma_{z\theta max}$ , 该处总切向力最大, 为应力集中区.

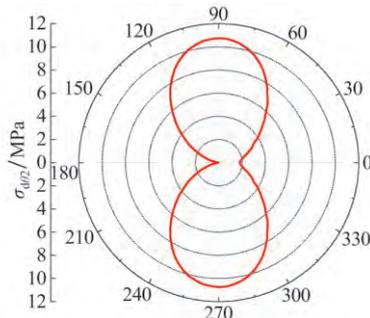


图 3 巷道表面 ( $r=a$ ) 切向应力  $\sigma_{d\theta2}$  分布  
Fig. 3 The distribution of the tangential stress  $\sigma_{d\theta2}$  of roadway surface ( $r=a$ )

#### 1.3.3 巷道表面径向位移

图 4 为巷道表面径向位移  $u_{dr2}$  分布曲线.

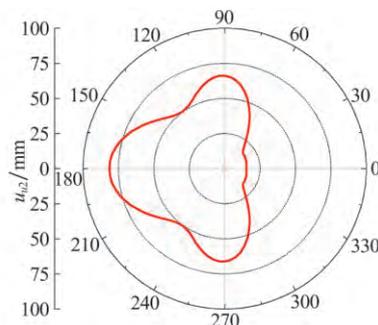


图 4 巷道表面径向位移  $u_{dr2}$  分布  
Fig. 4 The distribution of the radial displacement  $u_{dr2}$  of roadway surface ( $r=a$ )

由图 4 知,动载下迎波侧的  $u_{dr2}$  远大于背波侧,最大值在  $\theta=180^\circ$  处.侧向位置( $\theta=90^\circ$ 和  $\theta=270^\circ$ )的  $u_{dr2}$  也较大,这与该处切向应力较大有关,即由于切向应力集中,导致该处围岩剪胀变形严重,向巷道自由空间的变形量大.

### 1.3.4 巷道表面与深部围岩径向位移差

图 5 为巷道表面与深部围岩径向位移差  $\Delta u_r$  分布曲线.巷道表面( $r=a$ )径向位移  $u_{dr2}$  与深部围岩( $r=b$ )径向位移  $u_{dr1}$  之差为  $\Delta u_r$ ,即

$$\Delta u_r = |u_{dr2}| - |u_{dr1}|. \quad (8)$$

静载下巷道围岩变形都从表面向深部逐渐减小<sup>[13]</sup>,动载下也有相同的规律,满足  $|u_{dr2}| > |u_{dr1}|$ .由图 5 知,迎波侧的  $\Delta u_r$  远大于背波侧,最大值在  $\theta=180^\circ$  处;侧向位置( $\theta=90^\circ$ 和  $\theta=270^\circ$ )的  $\Delta u_r$  也较大,表明该处围岩不协调变形较为严重,对支护结构稳定性有较大影响.

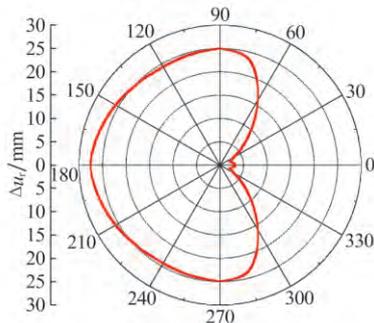


图 5 深部围岩与巷道表面径向位移差  $\Delta u_r$  分布  
Fig. 5 The distribution of the radial displacement difference  $\Delta u_r$  between deep surrounding rock and roadway surface

### 1.4 重点支护位置

由以上分析可知:

1) 迎波侧由于距动载源最近,受动载直接影响最大,其围岩的径向应力和径向位移均显著高于其他位置,因此该处是巷道围岩的重点支护位置.

2) 侧向位置( $\theta=90^\circ$ 和  $\theta=270^\circ$ )虽然不直接受到动载影响,但其巷道表面切向应力与径向位移均较大,表明该处应力集中,围岩剪胀变形严重,同样是重点支护位置.

### 1.5 理论分析的局限性

前文通过理论分析定性地揭示了锚固巷道的一些动态响应规律,然而却存在如下局限性:

1) 将巷道围岩简化为弹性介质,无蠕变或黏性行为,这与实际巷道围岩应力分布有一定差距.

2) 将巷道断面形状简化为圆形,与煤矿实际采用的矩形及马蹄形巷道形状也有一定差距.

3) 未考虑时间效应,只能得到动载稳定阶段的结果,无法揭示锚固结构动态响应过程中的规律.

据此,本文采用 FLAC<sup>2D</sup> 数值模拟软件对锚固巷道围岩结构的动态响应特征进行探讨.

## 2 数值模拟分析

### 2.1 模型建立

以山东某矿某工作面地质条件为例,以运输平巷为研究对象,采用 FLAC<sup>2D</sup> 建模,并运用 Dynamic 模块进行动力分析,其中巷道埋深 600 m,模型尺寸为 55 m × 80 m (长 × 宽),矩形巷道尺寸为 5 m × 4 m (长 × 宽),数值计算模型如图 6 所示.

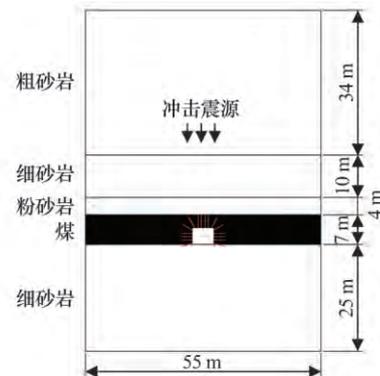


图 6 数值计算模型  
Fig. 6 The numerical model

采用 Cable 单元模拟全长锚固锚杆,直径为 22 mm,弹性模量为 200 GPa,密度为 7 800 kg/m<sup>3</sup>,泊松比为 0.3,屈服强度为 400 MPa,抗拉强度为 570 MPa,预紧力为 60 kN,顶板锚杆长为 2.8 m,帮部锚杆长为 2.4 m,锚杆间距为 0.8 m.采用摩尔·库仑准则,两侧边界为水平简支约束,下部边界为固支约束,上部边界施加 15 MPa 均布载荷,取重力加速度  $g=9.81 \text{ m/s}^2$ ,模型力学参数见表 3.

表 3 模型力学参数

Table 3 Mechanical parameters of model							
层位	岩性	厚度/ m	密度/ ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	体积 模量/ GPa	剪切 模量/ GPa	内摩 擦角/ ( $^\circ$ )	黏聚力/ MPa
底板	细砂岩	25	2 600	9.0	4.5	34	1.7
煤层	煤	7	1 400	1.5	0.8	30	0.8
	粉砂岩	4	2 400	8.3	4.0	31	1.6
顶板	细砂岩	10	2 600	9.0	4.5	34	1.7
	粗砂岩	34	3 000	11.0	6.0	40	2.2

研究表明<sup>[14]</sup>,某一坚硬顶板岩层的突然垮断会伴随有一定强度的冲击载荷,通过下位多层顶板块体的传载透射直至工作面采场空间.据此,用水平 5 m 长的线震源模拟顶板冲击时的面震源,峰值强度 50 MPa,震动频率 20 Hz,震动周期为 0.05 s.以正弦波形式施加于巷道实体煤帮上方 20 m 粗砂岩顶板中,作用 2 个周期(0.1 s).采用静态边界设置,视巷道围岩为平面应变问题.

## 2.2 结果分析

巷道开挖后围岩应力重新分布, 向内依次为破裂区、塑性区、弹性区和原岩应力区。塑性区与弹性区应力高于原岩应力, 为主承载结构; 破裂区应力低于原岩应力, 支护后形成锚固区为次承载结构。

由前文分析知, 动载下迎波侧和侧向位置为重点支护位置, 在顶板冲击下, 迎波侧和侧向位置分别对应巷道顶板和两帮, 需要重点分析。

### 2.2.1 围岩切向应力响应分析

研究表明<sup>[15]</sup>, 围岩切向应力  $\sigma_{\theta}$  对巷道围岩自承结构变化反应灵敏,  $\sigma_{\theta}$  曲线变化为研究锚固效果提供重要参考依据。

图 7 为顶板和帮部围岩切向应力分布曲线。由图 7 a 知, 巷道顶板围岩主次承载结构的切向应力均有下降, 表明承载结构均有破坏, 其中弹塑性交界面的切应力下降最大, 原因在于该处静载  $\sigma_{s0}$  最大, 与动载  $\sigma_{d0}$  叠加后总应力  $\sigma_{zd}$  最大, 破坏最为严重。此外, 弹性区围岩应力明显升高, 表明高应力向

深部转移, 围岩破坏范围增大。

值得注意的是, 切向应力在内锚端有明显下降, 表明该处围岩破坏较明显。有支护下巷道发生冲击破坏的判据为<sup>[4]</sup>

$$\sigma_{d0} (r-a-t_{AB})^{-\eta} + \gamma h \left( 1 - \frac{a^2}{(a+t_{AB})^2} \right) > \sigma_{ZAB}, \quad (9)$$

式中:  $\sigma_{d0}$  为震源处的冲击应力;  $t_{AB}$  为锚固结构厚度;  $\sigma_{ZAB}$  为围岩支护体强度。

由式(9)知, 当锚固结构外表面上的应力大于支护强度时巷道发生冲击破坏, 位于锚固结构外表面的内锚端受动载影响最大, 相比其他位置破坏更严重。

由图 7b 知, 帮部围岩同样出现应力峰值降低并向深部转移, 但切应力分布与静载下较为相似, 破坏范围小于顶板围岩, 破坏程度也没有顶板严重。此外, 内锚端应力呈“台阶式”分布, 锚固区应力降低程度小于主承载结构, 表明锚杆支护有效地控制了围岩破坏。



图 7 顶板和帮部围岩切向应力分布

Fig. 7 Tangential stress distribution in roof and sidewall of a roadway

### 2.2.2 围岩径向位移响应分析

为全面反映巷道围岩响应特征, 分别在表面围岩、锚固区、内锚端、塑性区、弹塑性交界面、浅部弹性区和深部弹性区设置监测点, 各监测点距巷道表面的距离见表 4。

表 4 监测点距巷道表面距离

Table 4 Distance between monitoring points and roadway surface

位置	锚固区	内锚端	塑性区	弹塑性交界面	浅部弹性区	深部弹性区
顶板	1.4	2.8	3.0	3.2	4.0	6.0
帮部	1.2	2.4	2.6	2.8	4.0	6.0

图 8 为顶板和帮部围岩径向位移时程曲线。由图 8a 知, 顶板围岩各监测点在首次负向振动后均有一次剧烈的正向振动, 但位移仍为负值(负值表示指向巷道空间)。在简谐应力波作用下, 若不计煤岩损伤, 围岩将发生正负交替的简谐振动。然而, 振动过程会加剧损伤, 虽然有正向振动但位移也回不到正值。

锚固区和表面围岩在经历一负一正的振动后

位移才达到峰值, 而其他位置监测点在首次负向振动时位移便达到峰值。分析其原因为: 一方面, 应力波在传播中会衰减, 满足  $\sigma_d = \sigma_{d0} D^{-\eta}$  ( $D$  为应力波传播距离,  $\eta$  为介质能量衰减系数); 另一方面, 应力波传至主承载结构时, 主承载结构的破坏将消耗一部分冲击能量, 以致传至锚固区和表面围岩的应力波已明显减弱, 相应质点经一次正向振动后, 加剧了围岩损伤, 位移最终才达到峰值。

由图 8b 知, 帮部围岩锚固区和表面围岩的径向位移始终为负值, 而主承载结构在  $0 \sim 19.12$  ms 时间段内位移为正值。帮部各监测点位移均是直接到达峰值, 与顶板相比, 没有剧烈的正向振动。顶板冲击应力波没有直接作用于帮部围岩, 而是在巷道空间发生散射和绕射, 其能量已明显减弱。因此, 应力波作用不是帮部围岩变形的主导因素。

顶板冲击下, 巷道帮部主承载结构发生“短暂压扁”, 塑性区和弹性区向围岩深部扩容, 发生正向位移; 但在“压扁”过程中, 主承载结构发生损伤破

裂,在深部围压下,最终产生负向位移,向巷道空间扩容.锚固区围岩性质不及主承载结构,且邻近巷道空间,在顶板冲击下,只向巷道空间扩容.当主承载结构向巷道空间扩容时,锚固结构由于受主承载

结构围压将进一步加剧扩容,位移最终达到峰值.因此,主次承载结构不同的动态响应是帮部围岩变形的主导因素.



图8 顶板和帮部围岩径向位移时程曲线

Fig. 8 The time-history curves of radial displacement in roof and sidewall of a roadway

### 2.2.3 锚杆与围岩动态耦合作用分析

全锚锚杆受力与围岩变形一致性较好,且杆体横截面积较小,能传递的纵向振动能量十分有限.此外,由于杆体与围岩充分接触,即使锚杆振动,其能量也很快在围岩中耗散.巷道周边和岩体深部的位移规律,及周边位移和锚杆深部锚固点的位移差,对锚杆受力性质和大小影响很大<sup>[16]</sup>.

动载下全锚锚杆受力包括:1)静载下施加预紧力后锚杆轴应力 $\sigma_s$ 锚杆;2)动载下围岩不协调变形引起附加动应力 $\sigma_d$ 锚杆.由动静载叠加理论,动载下全锚锚杆总应力为

$$\sigma_{\text{锚杆}} = \sigma_s \text{锚杆} + \sigma_d \text{锚杆} \quad (10)$$



图9 锚杆与围岩特定参数时程曲线

Fig. 9 The time-history curves for specific parameters of bolts and surrounding rock

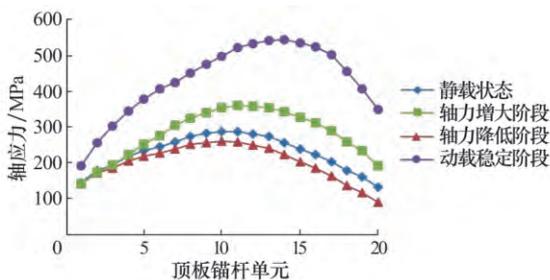


图10 顶板锚杆轴应力分布

Fig. 10 The distribution of bolt axial stress in the roof

图9为锚杆与围岩特定参数时程曲线,由图9a知,顶板锚杆轴应力先小幅下降后迅速增大,最终稳定在峰值;而帮部锚杆轴应力表现为“双峰”特性,即一小一大2个峰值,轴应力最终稳定在较大峰值.比较图9a和图9b可知,锚杆两端(即表面围岩与内锚端)的径向位移差与锚杆轴应力变化规律一致,表明动载下围岩不协调变形引起的径向位移差是全锚锚杆轴应力变化的主要原因.为便于分析,记内锚端径向位移为 $u_{dr1}$ ,巷道表面径向位移为 $u_{dr2}$ ,锚杆两端径向位移差 $\Delta u_r = |u_{dr2}| - |u_{dr1}|$ .

#### 1) 顶板锚杆与围岩动态耦合响应

针对顶板锚杆轴应力变化特征,选择4个特定时刻曲线:a.静载状态;b.轴力降低阶段( $t = 19.84 \text{ ms}$ );c.轴力增大阶段( $t = 26.03 \text{ ms}$ );d.动载稳定阶段.

图10和图11分别是特定时刻顶板锚杆轴应力和围岩径向位移分布曲线.综合图10和图11知,静载下顶板锚杆轴应力在中性点处最大,符合中性点理论.

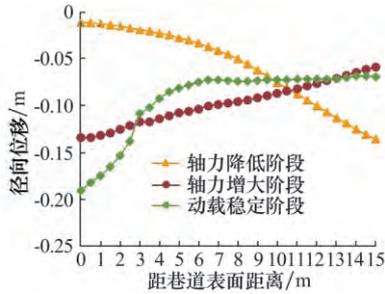


图 11 顶板围岩径向位移分布

Fig. 11 The distribution of radial displacement of roof surrounding rock

在轴力降低阶段,围岩径向位移由表向内依次增大. 应力波峰值先到达深部岩体以致其受压产生较大径向位移,如距巷道表面 10 m 处的径向位移达到  $-75.28$  mm,而此时应力波峰值尚未到达浅部围岩,仅对其有小的扰动,此时  $u_{dr1} = -19.24$  mm,  $u_{dr2} = -11.45$  mm,  $\Delta u_r = |u_{dr2}| - |u_{dr1}| = -7.79$  mm  $< 0$ ,以致锚杆轴力降低,但锚杆仍受拉.

然而轴力降低阶段是短暂的,当应力波峰值传播至浅部围岩 ( $t = 26.03$  ms) 时,  $u_{dr1} = -116.82$  mm,  $u_{dr2} = -133.68$  mm,  $\Delta u_r = |u_{dr2}| - |u_{dr1}| = 16.86$  mm  $> 0$ ,以致锚杆轴力增大.

动载作用后,围岩结构恢复新的平衡,稳定阶段浅部围岩变形最大,  $u_{dr1} = -107.82$  mm,  $u_{dr2} = -190.65$  mm,  $\Delta u_{rmax} = |u_{dr2}| - |u_{dr1}| = 82.83$  mm,径向位移差达到峰值,锚杆轴力最大. 值得注意的是,稳定后锚杆最大轴力位置向内锚端移动,表明动载下顶板围岩损伤破裂范围有所增大,顶板围岩受动载影响较为严重.

### 2) 帮部锚杆与围岩动态耦合响应

针对帮部锚杆轴应力变化特征,选择 4 个特定时刻曲线:a. 静载状态;b. 轴力首次小峰值阶段 ( $t = 27.08$  ms);c. 轴力极小值阶段 ( $t = 30.76$  ms);d. 动载稳定阶段.

图 12 和图 13 分别为特定时刻帮部锚杆轴应力和围岩径向位移分布曲线. 综合图 12 和图 13 知,静载下帮部锚杆轴应力同样在中性点最大.

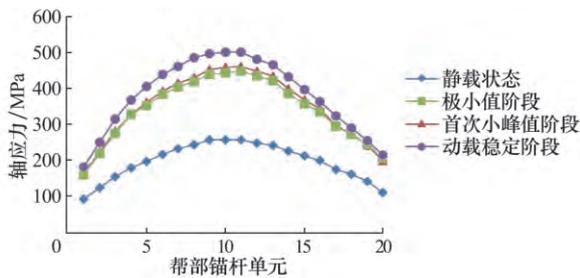


图 12 帮部锚杆轴应力分布

Fig. 12 The distribution of bolt axial stress on the roadway's side

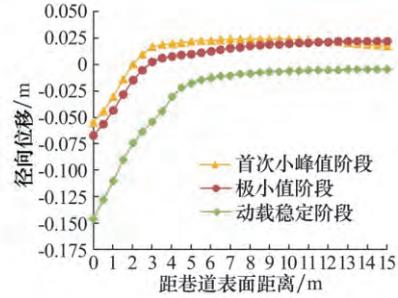


图 13 帮部围岩径向位移分布

Fig. 13 The distribution of radial displacement of roadway's side surrounding rock

当内锚端位移  $u_{dr1}$  达到正向最大值  $9.74$  mm 时,锚杆两端径向位移差  $\Delta u_r$  达到极大值  $64.80$  mm,此时帮部锚杆轴应力为首次小峰值  $461.95$  MPa. 顶板冲击下,主承载结构由于“短暂压扁”向深部扩容,而锚固结构向巷道空间扩容,这种反向不协调变形导致  $\Delta u_r > 0$ ,锚杆轴力增大,当  $\Delta u_r = \Delta u_{rmax}$  时,锚杆轴力最大.

随着内锚端径向位移  $u_{dr1}$  由正值降为负值,引起  $\Delta u_r$  减小,当  $t = 30.76$  ms 时,  $\Delta u_r = 61.90$  mm,达到极小值,此时锚杆轴应力处于极小值  $447.42$  MPa,轴力短暂松弛.

由于表面围岩变形速率大于深部围岩,以致  $\Delta u_r$  再次迅速增大,直至围岩恢复新的平衡,  $\Delta u_r = \Delta u_{rmax} = 82.74$  mm,锚杆轴力处于稳定最大值  $500.81$  MPa. 值得注意的是,帮部锚杆最大轴力位置没有明显移动,表明帮部围岩破坏程度没有顶板严重,破坏范围也没有顶板的大.

### 3 现场巷道冲击破坏分析

山东某矿某工作面采深约  $600$  m,区段煤柱宽  $15$  m,由老顶断裂诱发高能级震动引起巷道冲击. 图 14 为现场巷道冲击破坏情况.



(a) 巷道坏围岩变形 (b) 围岩层裂垮落 (c) 锚杆冲击拉断

图 14 现场巷道冲击破坏情况

Fig. 14 Roadway damage induced by rock burst

图 14a 反映了巷道围岩变形情况,其中顶板和两帮围岩变形最为严重,其中顶板下移量为  $407$  mm,两帮移进量为  $375$  mm;锚杆大面积拉断,且顶板锚杆拉断根数多于帮部;部分区域围岩层裂剥离,支护失效. 现场冲击现象与前文分析的结果较为一致,即顶板冲击下迎波侧(顶板)和侧向位置(两帮)变形最为严重,为重点支护位置,且迎波侧

深浅围岩不协调变形更为严重,锚杆拉断可能性也更大。

结合巷道冲击现场,分析两种典型破坏类型:

1) 围岩层裂垮落.如图 14b 所示,钢筋网被冲破,表面岩体剥离,锚杆托板悬空,杆体外露,锚杆失去加固围岩作用.对于具有冲击倾向性的煤岩体,其物理力学性质表现为强度大、硬度高、弹塑脆性以及围岩变形量有限.当支护效果较差时,锚固围岩的力学性质也较差,支护体强度较低,在冲击载荷下往往围岩先冲击破坏,使得锚杆失去锚固基础,支护失效。

2) 锚杆冲击拉断.如图 14c 所示,锚杆在围岩内部被拉断,托板下落,钢筋网较完好,围岩变形量较大.当支护效果较好时,围岩物理力学性质也较好,支护体强度较高,在冲击载荷下围岩仅产生一定变形,却未达到冲击破坏强度.而锚杆在围岩不协调变形引起的附加动应力  $\sigma_{d\text{锚杆}}$  和较大静载轴应力  $\sigma_{s\text{锚杆}}$  叠加作用下,其总应力  $\sigma_{z\text{锚杆}}$  达到动态抗拉强度而被拉断。

#### 4 巷道防冲优化建议

##### 1) 改善支护参数.

对于单根锚杆,为抵御较高的冲击力,应具备主动高强度支护与让压的双强功能.高预应力让压锚杆通过“让压环”实现了在让压载荷不变的情况下的主动让压,将高能量消耗在让压过程中.此外,对于全锚锚杆,最大轴力处为最可能拉断的位置,可在该处设置可伸长变形构件,以适应围岩变形,防止锚杆拉断。

对于整体锚固结构,适当增大锚杆安装密度,在围岩变形严重、锚杆失效的位置打补强锚杆,并配合钢带、钢筋网等可有效控制冲击围岩变形.此外,在顶板下沉量大、离层明显的危险区域可采用单体支柱加强支护;在顶板下沉量大、离层明显且不易回收的危险区域可采用架木棚加强支护。

2) 煤岩体强度弱化.具体措施有大直径钻孔卸压、爆破卸压、煤层注水等。

大直径钻孔卸压是在煤岩体应力集中区布置大直径钻孔,通过排出钻孔周围煤体变形破坏区或钻孔冲击所产生的大量煤粉,使煤体破坏区扩大,降低钻孔周围煤岩体的应力集中程度,使高应力转移到深部,实现对煤岩体的局部解危。

爆破卸压能最大限度地释放积聚在煤体中的弹性能,在爆炸压力与支撑压力叠加作用下,采场及巷帮的煤岩体发生破坏,形成卸压破坏区,使高

应力向煤体深部转移。

煤层注水可软化煤体,改变煤体裂隙结构,降低煤体储能能力,减弱煤体冲击倾向性,降低冲击发生的可能性。

#### 5 结 论

1) 将冲击应力波进行合理简化,建立平面 P 波与圆形锚固巷道相互作用简化模型.结合算例,通过分析深部围岩径向应力、巷道表面切向应力、巷道表面径向位移以及深部围岩与巷道表面径向位移差等代表性指标,确定了迎波侧与侧向位置是重点支护位置。

2) 通过数值模拟进一步研究了重点支护位置的锚杆与围岩的动态响应特征,结果表明应力波作用是迎波侧围岩变形的主导因素,迎波侧锚杆轴应力先小幅下降而后迅速增大,最后稳定在峰值,而主次承载结构不同的动态响应是侧向位置围岩变形的主导因素,侧向位置锚杆轴应力呈“双峰”特性。

3) 结合现场分析了围岩层裂垮落与锚杆冲击拉断两种典型的破坏类型,并从改善支护参数和煤岩体强度弱化两方面提出了防冲优化建议。

#### 参考文献:

- [1] 窦林名,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,2001:6-7.
- [2] 贺 虎,窦林名,巩思园,等.巷道防冲机理及支护控制研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(1):40-44.  
HE Hu,DOU Linming,GONG Siyuan,et al. Mechanism of rockburst prevention and supporting control technology in roadways[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2010,27(1):40-44.
- [3] 窦林名,赵从国,杨思光,等.煤矿开采冲击矿压灾害防治[M].徐州:中国矿业大学出版,2006:44-47.
- [4] 高明仕,窦林名,张 农,等.冲击矿压巷道围岩控制的强弱强力学模型及其应用分析[J].岩土力学,2008,29(2):359-364.  
GAO Mingshi,DOU Linming,ZHANG Nong,et al. Strong-soft-strong mechanical model for controlling roadway surrounding rock subjected to rock burst and its application[J]. Rock and Soil Mechanics,2008,29(2):359-364.
- [5] 杨自友,顾金才,杨本水,等.锚杆对围岩的加固效果和动载响应的数值分析[J].岩土力学,2009,30(9):2805-2809.  
YANG Ziyou,GU Jincai,YANG Benshui,et al. Nu-

- merical analysis of reinforcement effects and response to dynamic loads characteristics of rock bolts[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2009, 30(9): 2805-2809.
- [6] 朱传云, 许桂生. 爆炸应力波近似处理的分析与研究[J]. *岩土力学*, 2002, 23(4): 455-458.
- ZHU Chuanyun, XU Guisheng. Analysis and study on dealing with blasting wave as planar-wave[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2002, 23(4): 455-458.
- [7] 鞠文君. 冲击矿压巷道锚杆支护原理分析[J]. *煤矿开采*, 2009, 14(3): 59-61.
- JU Wenjun. Analysis of supporting principles of anchored-bolt in roadway with burst danger [J]. *Coalmining Technology*, 2009, 14(3): 59-61.
- [8] 李兴华, 龙源, 纪冲, 等. 爆破地震波作用下既有圆形隧道衬砌动应力集中系数分析[J]. *岩土力学*, 2013, 34(8): 2218-2224.
- LI Xinghua, LONG Yuan, JI Chong, et al. Analysis of dynamic stress concentration factor for existing circular tunnel lining under blasting seismic wave[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2013, 34(8): 2218-2224.
- [9] 钟启凯. 地下圆形组合衬砌洞室在地震波下的动力反应分析[D]. 长沙: 湖南大学, 2009: 21-24.
- [10] 黎在良, 刘殿魁. 固体中的波[M]. 北京: 科学出版社, 1995: 308-310.
- [11] 何江. 煤矿采动动载对煤岩体的作用及诱冲机理研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2013: 25-27.
- [12] 王光勇. 提高锚固洞室抗爆能力技术措施研究[D]. 合肥: 中国科学技术大学, 2009: 113-115.
- [13] 陆士良, 付国彬, 汤雷. 采动巷道岩体变形与锚杆锚固力变化规律[J]. *中国矿业大学学报*, 1999, 28(3): 201-203.
- LU Shiliang, FU Guobin, TANG Lei. Regularity of deformation of rocks around roadway under mining influence and change of rockbolt resistance[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 1999, 28(3): 201-203.
- [14] 杨敬轩, 刘长友, 于斌, 等. 坚硬厚层顶板群结构破断的采场冲击效应[J]. *中国矿业大学学报*, 2014, 43(1): 8-15.
- YANG Jingxuan, LIU Changyou, YU Bin, et al. Impact effect caused by the fracture of thick and hard roof structures in a longwall face[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2014, 43(1): 8-15.
- [15] 王斌, 王卫军, 赵伏军, 等. 基于巷道围岩自承特性的锚杆锚固效果研究[J]. *岩土力学*, 2014, 35(7): 1965-1972.
- WANG Bin, WANG Weijun, ZHAO Fujun, et al. Study of bolt anchoring effect based on self-bearing characteristics of roadway surrounding rock [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2014, 35(7): 1965-1972.
- [16] 陆士良, 汤雷, 杨新安. 锚杆锚固力与锚固技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1998: 74-76.

(责任编辑 王继红)



蔡武, 窦林名, 李振雷等. 2016. 矿震震动波速度层析成像评估冲击危险的验证. 地球物理学报, 59(1): 252-262, doi: 10.6038/cjg20160121.

Cai W, Dou L M, Li Z L, et al. 2016. Verification of passive seismic velocity tomography in rock burst hazard assessment. *Chinese J. Geophys.* (in Chinese), 59(1): 252-262, doi: 10.6038/cjg20160121.

## 36 矿震震动波速度层析成像评估冲击危险的验证

蔡武<sup>1</sup>, 窦林名<sup>1\*</sup>, 李振雷<sup>1</sup>, 巩思园<sup>1</sup>, 韩荣军<sup>2</sup>, 刘军<sup>2</sup>

1 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 矿业工程学院, 徐州 221116

2 河南大有能源股份有限公司, 河南义马 472300

**摘要** 矿震震动波速度层析成像, 作为一种新的地球物理方法在冲击矿压危险评估领域具有广阔的应用前景, 但截至目前, 采用该技术评估冲击危险的现场应用研究还比较少, 尤其是与传统监测手段的对比验证研究, 还未见有相关文献报道. 本文将层析成像技术和微震实时监测相结合, 对河南义马跃进煤矿 25110 工作面回采过程中的 P 波速度进行了反演, 并对比分析了该技术与传统监测手段之间的对应关系. 研究结果表明, 强矿震主要发生在高波速区或高波速变化梯度区; 波速与数值模拟结果、钻屑量、钻孔应力值以及电磁辐射值之间存在正相关关系, 且对应一致性较好, 进而验证了矿震震动波速度层析成像技术评估冲击危险的可行性, 同时也为进一步研究波速与应力或冲击危险的直接及定量关系提供参考.

**关键词** 冲击矿压; 矿震震动波速度层析成像; 数值模拟; 钻屑; 钻孔应力; 电磁辐射

doi: 10.6038/cjg20160121

中图分类号 P631

收稿日期 2014-03-20, 2015-11-22 收修定稿

### Verification of passive seismic velocity tomography in rock burst hazard assessment

CAI Wu<sup>1</sup>, DOU Lin-Ming<sup>1\*</sup>, LI Zhen-Lei<sup>1</sup>, GONG Si-Yuan<sup>1</sup>, HAN Rong-Jun<sup>2</sup>, LIU Jun<sup>2</sup>

1 State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China

2 Henan Dayou Energy Limited Company, Henan Yima 472300, China

**Abstract** Passive seismic velocity tomography, as a new geophysical technique, has broad application prospects in rock burst hazard assessment. But it has been less applied in the field up to now, especially there is no literature reported regarding the comparison and verification with traditional methods. In this work, the velocity tomography of P waves was conducted using the combination of tomography and microseismic monitoring system during the mining process of long-wall panel 25110 in the Yima Yuejin coal mine, Henan Province, China. Moreover, the correspondences between the tomography technology and traditional methods were analyzed. The results show that strong seismic events mainly occur in zones with high velocity and/or high velocity gradients. There exist a relatively strong positive correlation between P-wave velocity and numerical simulation results, drilling pulverized coal parameters, borehole stress values, and electromagnetic emission values, which verifies the feasibility of rock burst hazard assessment

基金项目 中央高校基本科研业务费专项资金项目(2015XKZD04), 中国博士后科学基金(2015M580494), 江苏高校优势学科建设工程项目资助.

作者简介 蔡武, 男, 1988 年生, 讲师. 主要从事采矿地球物理、冲击矿压、矿山压力等方面的研究. E-mail: aaacaiwu@126.com

\* 通讯作者 窦林名, 男, 1963 年生, 教授, 博士生导师, 工学博士, 主要从事采矿地球物理、冲击矿压、矿山压力等方面的研究.

E-mail: lmdou@cumt.edu.cn

through passive seismic velocity tomography. This study can provide a reference for further research on quantitative and direct relations between wave velocity and rock burst hazard or stress.

**Keywords** Rock burst; Passive seismic velocity tomography; Numerical simulation; Drilling pulverized coal parameters; Borehole stress; Electromagnetic emission

## 1 引言

冲击矿压是井巷或工作面周围煤岩体由于弹性变形能的瞬时释放而产生突然剧烈破坏的动力现象,常伴有煤岩体抛出、巨响及气浪等现象(姜耀东等,2014).它不仅造成井巷破坏、人员伤亡、地面建筑物破坏,而且还会引起瓦斯、煤尘爆炸、火灾及水灾,干扰通风系统等,是煤矿重大灾害之一(窦林名和何学秋,2001).随着煤炭开采深度和强度的增大,目前冲击矿压已成为煤矿普遍的安全问题.

当前冲击矿压危险评估和监测的主要方法有:早期的数值模拟法、综合指数法及多因素耦合法(窦林名和何学秋,2001)、微震监测法(姜福兴等,2006;蔡武等,2014)、钻屑法(Gu et al., 2012)、钻孔应力法(刘金海,2014;曲效成等,2011)、电磁辐射法(王恩元等,2009; He X Q et al., 2011; Wang et al., 2011)、声发射法(窦林名和何学秋,2000;贺虎等,2011)、电荷感应技术(潘一山等,2013)等.近年来,层析成像技术被广泛应用于工程和地质诊断,现已成为井下采矿过程中勘探断层、松动圈、隐藏裂隙、应力状态等方面的有力工具(Meglis et al., 2005; Zhao, 2000).

层析成像技术(Tomography)起源于1895年Wilhelm Conrad Roentgen (Stanton, 1896)对X射线的发现.后来,Radon (1917)首次从理论上概括了层析成像概念:物体的内部结构可以通过分析单一轴面激发的射线穿透被测物体至另一边界过程中不同部位能量的变化进行重构成像.随着科技的发展,第一台医学CT仪器于1972年诞生.到1979年,科学家们将该技术应用于地球物理领域,即震动波层析成像技术(seismic tomography)(Dines and Lytle, 1979).根据反演利用的波形参数(到时和振幅)不同,震动波层析成像分为速度层析成像(velocity tomography)和衰减层析成像(attenuation tomography)(Westman et al., 1996; Westman, 2004; Zhao et al., 2000).另外,根据震源的来源不同,速度层析成像又分为主动和被动两种(Luxbacher, 2008).在

井下煤矿开采中,主动震源一般由人工激发,包括炸药爆破(Cai et al., 2014; Dou et al., 2012; He et al., 2011)、锤击(Friedel et al., 1995; Friedel et al., 1997)、连续采煤机割煤引起的震动(Luo et al., 2009)等;被动震源一般采用自然发生的矿震(Banka and Jaworski, 2010; Cai et al., 2014, 2015a; Hosseini et al., 2012a, 2012b, 2013; Lurka, 2008; Luxbacher et al., 2008; Westman et al., 2012),因此,被动震动波层析成像又称之为矿震震动波层析成像.

主动层析成像技术中震源位置已知(如锤击、爆破等),射线覆盖几何形状及其覆盖密度人为可控,从而保证了该技术反演精度的可靠性,而且该技术可真正近似为一种瞬态反演.然而,由于主动层析成像在现场操作中需要人工激发震源和记录震源位置,同时操作时需停止一切正常采煤工序,且爆破(或锤击)时可能诱发煤岩动力灾害给施工人员带来的安全威胁,因此增加了该技术实施的劳动、经济及安全成本,进而阻碍了该技术在现场中的推广应用,同时也不适于长期远程监测.矿震震动波速度层析成像技术中的震源为开采引起的自然矿震事件,不需要人工激发,可随井下开采活动持续发生,这就保证了该技术的长期连续远程监测.然而,矿震事件的定位精度以及不充分或不规则的射线覆盖直接影响着该技术反演结果的精度及可靠性.

查阅文献资料发现,Friedel等(1995,1997)、Dou等(2012)、王书文等(2012)、Luo等(2009)采用主动震动波层析成像研究了波速与应力及强矿震分布之间的关系,发现高波速区与应力集中区及未来强矿震分布区对应一致性较好.Luxbacher等(2008)、Hosseini等(2012a,2012b;2013)利用矿震震动波层析成像技术,以开采诱发的自然矿震作为激发源对工作面回采过程中的P波速度进行了反演,发现支承压力区与高波速区吻合较好.窦林名等(2014)、Cai等(2014,2015a)、Banka and Jaworski(2010)、Lurka(2008)结合微震实时监测系统,采用矿震震动波层析成像技术对煤矿工作面开采过程中的冲击危险区进行了实时探测评估,发现冲击或强

矿震往往发生在高波速区;同时对卸压解危措施的实施及效果进行了指导和检验. 相比于传统监测手段,矿震震动波层析成像技术探测范围广、成本低、监测过程安全、近似实时监测,因此该技术将成为探测评估冲击危险的一个强力手段. 是未来国内外发展的一个趋势. 然而,进一步完善该技术,以达到直接反映煤岩体内部真实应力场及定量描述冲击危险区域,还需做大量工作(Cai et al., 2015a).

综上所述,当前矿震震动波速度层析成像技术研究仅局限于间接或定性描述应力分布及潜在冲击危险区,该技术与传统监测手段对比如何,未见有文献报道. 正如 Luxbacher(2008)在其博士论文的展望中提到:“今后在开展被动震动波层析成像技术应用时,应与传统应力测量手段进行联合探测,因为这样才能实现震动波层析成像技术量化探测应力的目的,而不再是仅仅推断相对应应力值的变化.”

基于上述出发点,本文采用矿震震动波速度层析成像技术详细研究了波速分布与数值模拟结果、钻屑量、钻孔应力值以及电磁辐射值之间的对应关系,力求进一步验证该技术评估冲击危险的可行性,同时也为进一步研究波速与应力或冲击危险的直接及定量关系提供参考.

## 2 矿震震动波速度层析成像原理

利用开采引起的矿震事件和井下或地面安置的震动台站,根据台站与震源之间的距离  $L$  和台站接收到的初至时间  $T$  来反演“台站-震源”空间包络区域的波速分布  $V(x, y, z)$ , 探测示意图如图 1 所示.

震动波在走时成像情况下以射线的形式在探测区域内部介质中传播(见图 1),反演前首先精确计算矿震事件的位置,然后选取探测目标区域的矿震事件及其对应目标区域附近台站上标记的初至时间(P波初至或S波初至)作为反演原始数据,随后将“台站-震源”包络的空间区域介质划分为一系列小矩形网格,最终通过一个高度近似进行反演,其公式为(奚林名, 2014; Luxbacher et al., 2008; Nolet, 2008):

$$V = \frac{L}{T} \rightarrow VT = L, \quad (1)$$

$$T_i = \int_{L_i} \frac{dL}{V(x, y, z)} = \int_{L_i} S(x, y, z) dL, \quad (2)$$

$$T_i = \sum_{j=1}^M d_{ij} S_j \quad (i = 1, \dots, N), \quad (3)$$

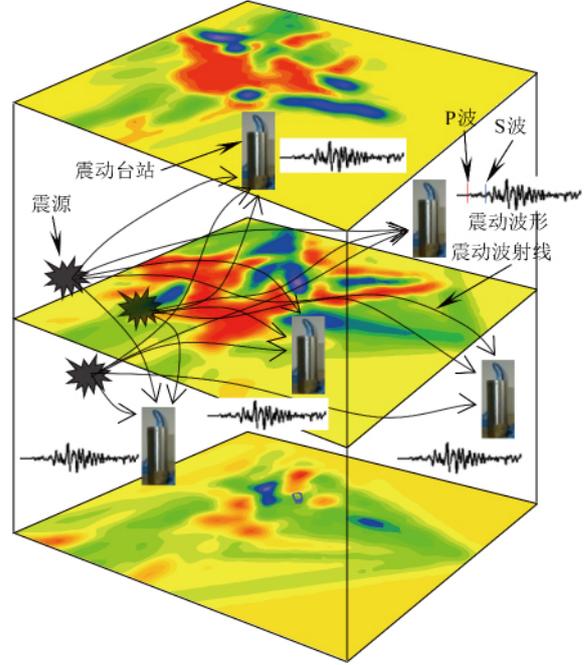


图 1 矿震震动波速度层析成像技术探测示意图  
Fig. 1 Detection sketch of passive seismic velocity tomography technology

式中,  $T_i$  为震动波走时(单位: s);  $L_i$  为第  $i$  个震动波的射线路径;  $V(x, y, z)$  为震动波传播速度(单位:  $m \cdot s^{-1}$ );  $S(x, y, z) = 1/V(x, y, z)$  为慢度(单位:  $s \cdot m^{-1}$ );  $d_{ij}$  为第  $i$  个震动波的射线穿过第  $j$  个网格的长度;  $N$  为射线总数;  $M$  为网格数量. 表示为矩阵形式如下:

$$T = DS \rightarrow S = D^{-1}T, \quad (4)$$

式中,  $T$  为震动波走时列向量( $N \times 1$ );  $S$  为慢度列向量( $M \times 1$ );  $D$  为射线长度矩阵( $N \times M$ ).

通常,式(4)是一个欠定或超定方程组,求解此类方程组的有效算法一般是迭代算法. 目前,大多数引用的迭代算法有 ART 算法和 SIRT 算法(Gilbert, 1972). 其中, SIRT 算法不会出现奇异解,并能平稳收敛,计算简便快捷(Hosseini et al., 2012b),为本文所采用.

## 3 应用实例

### 3.1 工作面概况

河南义马跃进煤矿 25110 工作面采深 1000 m 左右,为 25 采区东翼第一个综放工作面,平均采高 11 m,主采 2 号煤层. 该煤层平均厚度 11.5 m,平均倾角  $12^\circ$ ,煤层上方依次为 18 m 泥岩直接顶、1.5 m 厚 1-2 煤、4 m 泥岩和 190 m 巨厚砂砾岩老顶;下方

依次为 4 m 泥岩直接底和 26 m 砂岩老底(如图 2 所示). 井下四邻关系(图 3)为:东为 23 采区下山保护煤柱,南为 25 区下部未采煤层,东南部接近 F16 逆

时代	层厚 (m)	岩性柱状	岩石名称	岩性描述	备注
J <sub>3</sub>	190		砂岩、砾岩	块状、灰白色, 具含水性	老顶
J <sub>1,2</sub>	4		砂质泥岩	深灰色, 含植物化石	1-2煤层直接顶
	0~2.5		1-2煤层	黑色, 块状, 夹矸为炭质泥岩	1-2煤层
	1.5		1-2煤层	黑色, 块状, 夹矸为炭质泥岩	1-2煤层
	18		泥岩	暗灰色, 块状, 易破碎, 局部裂隙、节理发育	2-1煤层直接顶
	8.4~13.2		2-1煤层	黑色, 块状易碎, 有较厚矸层, 夹矸为炭质、砂质泥岩	2-1煤层
	11.5		2-1煤层	黑色, 块状易碎, 有较厚矸层, 夹矸为炭质、砂质泥岩	2-1煤层
	4		泥岩	深灰色, 含植物化石	直接底
	26		砂岩	灰、浅灰色, 成分以石英、长石为主	老底

图 2 工作面煤层顶底板柱状

(J<sub>1</sub>: 下侏罗统; J<sub>2</sub>: 中侏罗统; J<sub>3</sub>: 上侏罗统)

Fig. 2 Roof and floor rock layers of coal seam (J<sub>1</sub>: Lower Jurassic; J<sub>2</sub>: Middle Jurassic; J<sub>3</sub>: Upper Jurassic)

冲断层,西为 25 采区下山保护煤柱,北为大采空的 25 采区. 其中,25110 上巷布置于 25090 采空区下方煤层中,下巷接近 F16 逆冲断层. F16 逆冲断层是受巨大挤压应力作用,在逆冲推覆作用下形成(Cai et al., 2015b),为区域性逆冲断层. 进一步的水平挤压应力作用使得该断层上盘岩层以断层面为支点发生翻转,最后呈现出直立(或倒转)的形态. 该断层延展长度约 45 km,走向近东西,构成义马煤田南部自然边界,浅部倾角 75°,深部倾角 15°~35°,落差 50~450 m,水平错距 120~1080 m. 图 3 中地质剖面图所示为途径跃进煤矿的勘探线显示的 F16 逆冲断层剖面图. 此外,跃进煤矿于 2011 年 4 月 22 日引进并安装波兰 16 通道 ARAMIS M/E 微震监测系统,台网布置如图 3 所示.

### 3.2 数据采集与分析

数据采集所用的设备为现场安装的微震监测系统,如图 3 所示,反演使用的震源为微震监测系统监测到的矿震事件. 反演分析采用的是课题组自行编制的 MINESOSTOMO 软件(Gong, 2010). 反演计算之前,需要先筛选矿震事件,一般选取波形清晰(P 波到时容易识别)、激发台站个数较多(至少 5 个通道)的事件. 同时,为了尽可能减小反演计算模型的尺寸,提高反演效率,以及避免不规则的“震源-台站”空间分布引起反演结果的不可靠性,筛选事件时,一般选取发生在研究区域 25110 工作面的矿震

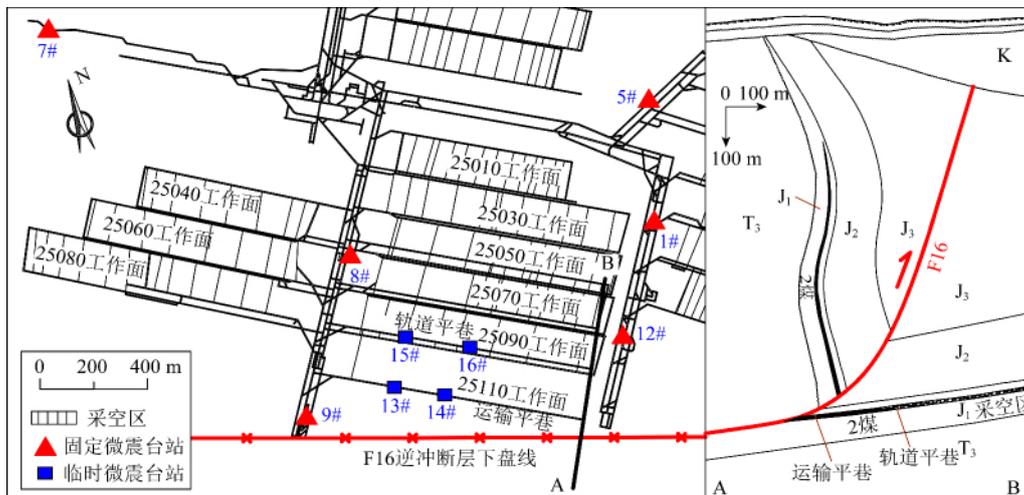


图 3 跃进煤矿采掘工程平面图、地质剖面图

T<sub>3</sub>: 上三叠统; K: 白垩纪; 微震监测系统台网布置: 实心正方形表示临时台站,可随着工作面的回采推进向前移动,实心三角形表示固定台站.

Fig. 3 Mining engineering plan map, geological section map

T<sub>3</sub>: Upper Triassic; K: Cretaceous, and layout of the microseismic monitoring system (squares indicate temporary stations that can be moved as the coal face advances and triangles indicate permanent stations) installed in the Yima Yuejin coal mine, Henan Province, China.

事件,标记有效矿震事件通道时,一般标记研究区域附近的台站通道(8#、9#、12#、13#、14#、15#、16#).

### 3.3 反演参数与确定

影响反演计算结果的主要参数有(Hosseini et al., 2012b; Luxbacher, 2008):初始速度模型,“震源-台网”几何分布或射线覆盖密度,以及模型网格尺寸.其中,“震源-台网”几何分布因素在前期的数据筛选过程中就已经确定.此外,为了增加射线的覆盖密度,我们往往是通过增加震源事件数量或台站数量来解决.由于本文在反演计算迭代过程中选取的是SIRT算法,因此参与第一次迭代过程计算的初始速度模型显得尤为重要.模型网格尺寸参数直接影响着反演结果的精度,研究表明(Friedel et al., 1997; Williamson, 1991),理论上的最大反演精度为一个波长长度的距离.

根据现场原位试验确定的定位P波速度,赋予初始的常值速度模型值为 $4\text{ km}\cdot\text{s}^{-1}$ .根据Nyquist采样定理,当采样频率大于信号中最高频率的2倍时,采样之后的数字信号才能完整保留原始信号中的信息,一般实际应用中保证采样频率为信号最高频率的5~10倍.目前现场微震监测系统普遍使用的采样频率为500 Hz,即能完整监测到的震动信号频率约为0~150 Hz,以P波速度值 $4\text{ km}\cdot\text{s}^{-1}$ 计算,得出P波波长数值为大于26.7 m.同时,考虑到研究区域震源平面最大定位误差约为30 m,再者考虑到煤矿井下实际条件,微震台站无法在垂直方向上得到很好约束,进而导致震源垂向定位误差偏大,其最大误差一般为70 m以上.综上考虑,决定选用网格尺寸划分参数为 $30\text{ m}\times 30\text{ m}\times 100\text{ m}$ .最后,为减小反演解的不确定性和提高反演计算效率,对最终反演解的最大波速值进行了约束,即 $6\text{ km}\cdot\text{s}^{-1}$ .

## 4 结果分析与讨论

### 4.1 冲击危险评估

如图4所示为25110工作面回采不同时段煤层水平位置的波速分布切片图,图中不同符号表示了反演阶段未来一个月不同能量级别的矿震事件,Monitoring section所指的区域表示反演期间工作面开采的区域.由图可知,几乎所有的矿震事件(尤其是能量大于 $10^5\text{ J}$ 的矿震事件)均发生在高波速区和高波速变化梯度区.再次验证了矿震震动波速度层析成像技术评估冲击危险的可行性.

### 4.2 数值模拟对比

为了验证波速反演结果推断应力分布,进而获得冲击危险区域的可行性,采用FLAC<sup>3D</sup>数值软件对该矿适当简化后的25大采区模型进行了模拟.如图5所示为数值计算模型,其尺寸为长1365 m×宽1050 m×高350 m,共267936个单元.对于重点研究区域(煤层巷道开挖区域)的单元采取了细化处理.模型各岩层力学参数及厚度根据图2所示的岩层柱状描述赋予.

Anderson断裂机制表明(Anderson, 1905),逆断层的最小主应力轴为垂直状态,最大主应力轴与中间主应力轴为水平状态,受力形式如图5所示.进一步结合F16逆冲断层应力场理论分析结果(Cai et al., 2015b),作为一般性研究,赋予模型边界条件:底部固定,最大水平主应力 $\sigma_1=29\text{ MPa}$ ,中间水平主应力 $\sigma_2=24\text{ MPa}$ ,最小主应力 $\sigma_3=20.5\text{ MPa}$ .

经计算得出25110工作面回采过程中煤层附近层位的垂直应力分布,如图6所示.对比图4和图6分析发现,图6中显示的高应力分布与图4中的高波速分布大体一致,尤其是两者对工作面超前支承压带分布带的反映基本一致.然而,两者整体上的分布仍存在一些差异,虽然,层析成像反演结果分辨率不如数值模拟结果,如数值模拟能精确确定采空区遗留小煤柱上的应力,但是波速层析成像是根据现场实际发生的矿震事件反演得到,更应该符合现场真实情况.其理由是,数值模拟是对实际开采技术条件、生产地质条件及煤岩力学参数的一种简化,如无法有效模拟开采速率对工作面周围应力的影响、煤岩体中隐伏的断层构造、煤岩体的非均质性及各向异性等,而地下采矿工程极为复杂,从而导致模拟结果大都是半定量化或规律性的结论.如图6所示的数值模拟结果,随着工作面推进,垂直应力分布规律一般变化不明显,与实际工作面周围的应力分布偏差较大,尤其是很难给出巷道不同位置的冲击危险性.而图4所示的层析成像结果显示,不同时段内的波速分布规律均不同,获得的信息量比数值模拟结果也丰富,尤其是能够反映不同时段不同区域内的冲击危险状态.从这一角度考虑,矿震震动波速度层析成像技术对现场的冲击矿压治理具有更好的指导意义.

### 4.3 钻屑监测对比

钻屑法理论基础表明(窦林名等,2001),钻出煤粉量与煤体应力状态具有定量的正相关关系,即其他条件相同的煤体,当应力状态不同时,其钻孔的煤

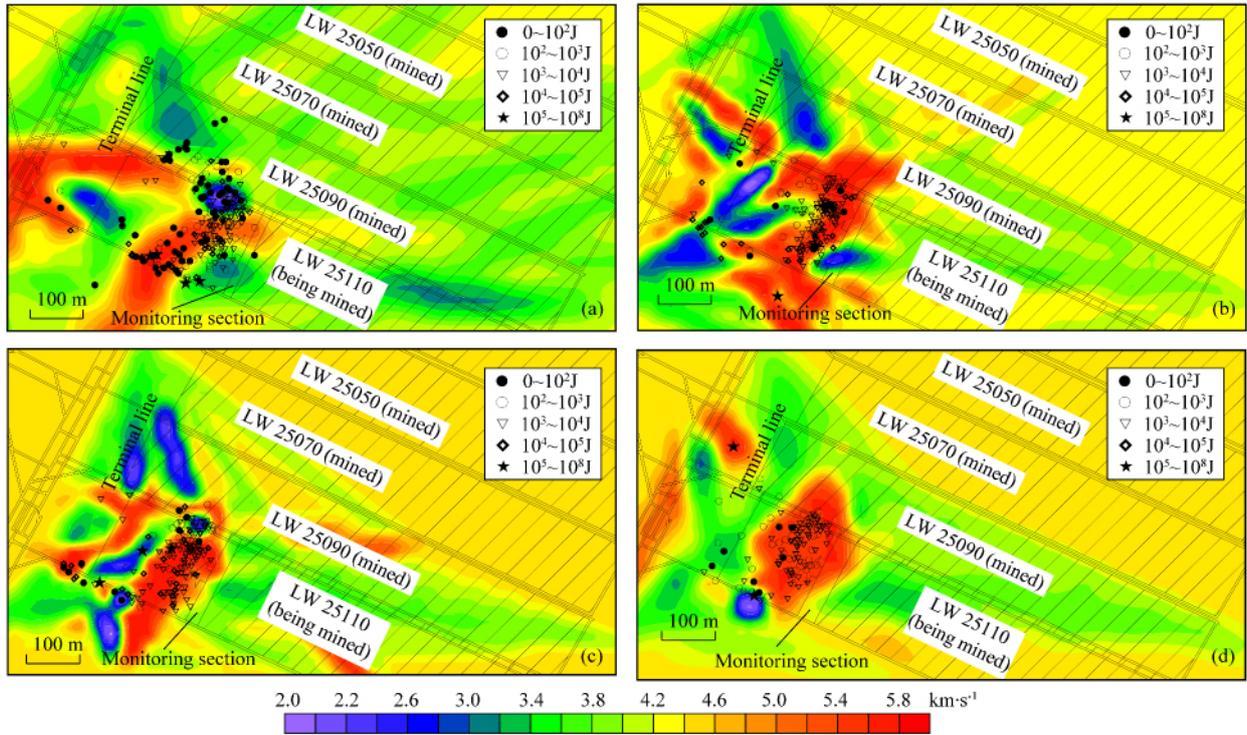


图 4 25110 工作面煤层位置的震动波速度层析成像切片图及未来矿震事件分布

Monitoring section 表示反演期间工作面开采的区域：(a) 反演期间为 2012 年 2 月 10 日至 2 月 24 日，符号表示 2012 年 2 月 25 日至 3 月 25 日发生的矿震事件；(b) 反演期间为 2012 年 4 月 1 日至 4 月 20 日，符号表示 2012 年 4 月 21 日至 5 月 21 日发生的矿震事件；(c) 反演期间为 2012 年 4 月 16 日至 5 月 8 日，符号表示 2012 年 5 月 9 日至 6 月 9 日发生的矿震事件；(d) 反演期间为 2012 年 5 月 8 日至 6 月 7 日，符号表示 2012 年 6 月 8 日至 7 月 8 日发生的矿震事件。

Fig. 4 Plan view of seismic velocity tomograms at coal seam on LW 25110

Symbols show positions of the future seismic events. The monitoring section indicates total area mined over the inversion period. (a) Plan view of velocity tomogram at coal seam obtained from seismic events between 10 February 2012 and 24 February 2012. Symbols show positions of seismic events that occurred between 25 February 2012 and 25 March 2012. (b) Plan view of velocity tomogram at coal seam obtained from seismic events between 1 April 2012 and 20 April 2012. Symbols show positions of seismic events that occurred between 21 April 2012 and 21 May 2012. (c) Plan view of velocity tomogram at coal seam obtained from seismic events between 16 April 2012 and 8 May 2012. Symbols show positions of seismic events that occurred between 9 May 2012 and 9 June 2012. (d) Plan view of velocity tomogram at coal seam obtained from seismic events between 8 May 2012 and 7 June 2012. Symbols show positions of seismic events that occurred between 8 June 2012 and 8 July 2012.

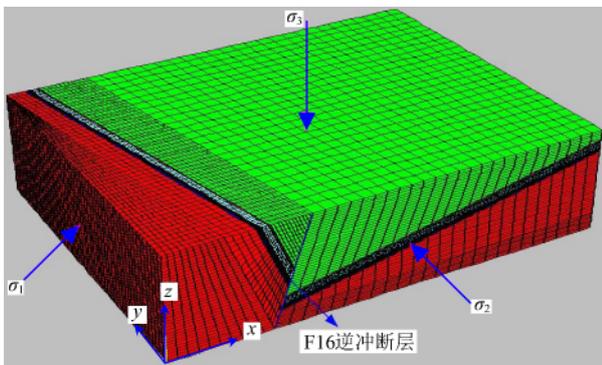


图 5 FLAC<sup>3D</sup> 数值计算模型

Fig. 5 Numerical calculation model of FLAC<sup>3D</sup>

粉量也不同。

选取 2012 年 4 月 16 日至 5 月 8 日时段(图 7a)

和 2012 年 5 月 8 日至 6 月 7 日时段(图 7b)的层析成像结果与相应时段内的钻屑量进行对比分析发现(其中钻屑量数据来自反演时段末 10 天左右实施大直径卸压孔时排出的煤粉量, 钻孔实施地点为巷道中帮, 将相邻区域各钻孔煤粉量累加后, 最终取每米煤粉量作为钻屑监测结果):

(1) 图 7a 显示, 不同波速区对应的钻屑监测结果差别较大, 如高波速区钻屑量高, 为  $70.5 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-1}$  和  $65.2 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-1}$ , 而低波速区钻屑量较低, 为  $41.5 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-1}$  和  $43.2 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-1}$ . 钻屑量高的区域应力水平较高, 与波速分布对应关系较好。

(2) 图 7b 显示, 不同波速区对应的钻屑监测结果差别较小, 距停采线 80 m 左右位置为高波速

区,对应的钻屑量为  $65.2 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-1}$ ,其余的低波速区对应的钻屑量分别为  $44.8 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-1}$ 、 $52.9 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-1}$ 和  $57.8 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-1}$ 。由此可见,该时段内钻屑量与波速分布同样具有较好的对应关系。

#### 4.4 钻孔应力监测对比

如图4所示的波速反演结果显示,工作面前方

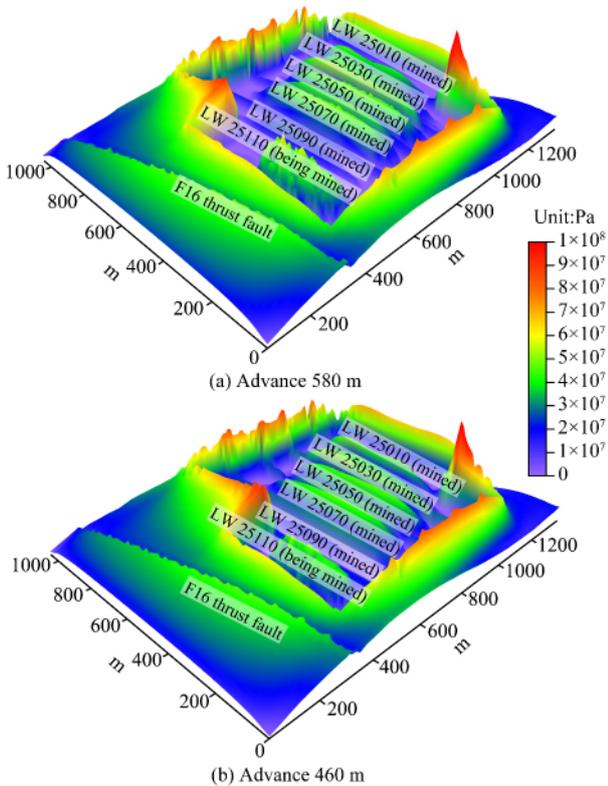


图6 数值模拟结果

(a) 25110 工作面推进 580 m; (b) 25110 工作面推进 460 m.

Fig. 6 Numerical simulation result

(a) LW 25110 has been advanced 580 m;

(b) LW 25110 has been advanced 460 m.

均存在明显的波速分区特征,各自超前工作面的距离分别为 170.5、185.0、112.8 m 和 142.2 m,平均 152.6 m,这就是熟知的超前支承压力带。

由于工作面超前支承压力带特征是预测冲击矿压的主要依据,为了验证矿震震动波速度层析成像技术反演推断支承压力带的可行性,该矿于 2011 年 10 月 26 日在 25110 工作面运输平巷上帮煤体中安装了 20 组应力传感器,如图 8 所示,图中共布置 20 组应力计,每组由两个应力传感器组成,安装深度分别为 12 m 和 18 m,前 10 组安装间距为 15 m,后 11 组间距为 25 m。如图 9 所示为工作面回采过程中 11#、12#、13# 应力传感器的监测结果曲线,从图中可以看出,当工作面推进距离应力传感器 120 m 至 130 m,平均 125 m 时,各传感器数值均急剧上升,由此可以推断作为超前支承压力的影响范围。

值得注意的是,层析成像反演结果与钻孔应力监测结果相差较大,造成该差异的两大可能原因是:

(1) 反演精度不同,震动波层析成像反演精度为 30 m,即最终反演得出的超前支承压力范围应为 122.6~152.6 m 之间的某个数值;而钻孔应力曲线中统计的离散点数值为每天传感器连续监测数值的平均值,25110 工作面每天平均推进 1.2 m,即钻孔应力法监测得出的超前支承压力范围应为 123.8~125.0 m 之间的某个数值。

(2) 震动波速度层析成像反演选取的原始数据一般长达 20 天,甚至一个月左右,该时段内工作面周围煤岩体结构发生改变,即波速也发生了变化,而反演过程依然将其设定为不变量,这将引起一定的误差。

综上所述,矿震震动波速度层析成像结果与钻

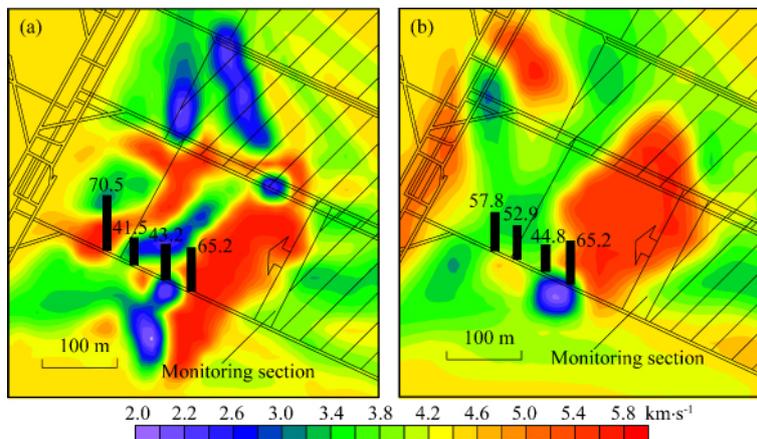


图7 钻屑监测结果

Fig. 7 Results of drilling pulverized coal parameters

孔应力监测结果基本一致,其数值约为 125 m,可以用来反演推断工作面超前支承压力的影响范围,进而达到评估冲击危险的目的。

#### 4.5 电磁辐射监测对比

研究表明(王恩元等,2009;He et al.,2011;Wang et al.,2011),电磁辐射信息能够综合反映冲击矿压、煤与瓦斯突出等煤岩灾害动力现象的主要

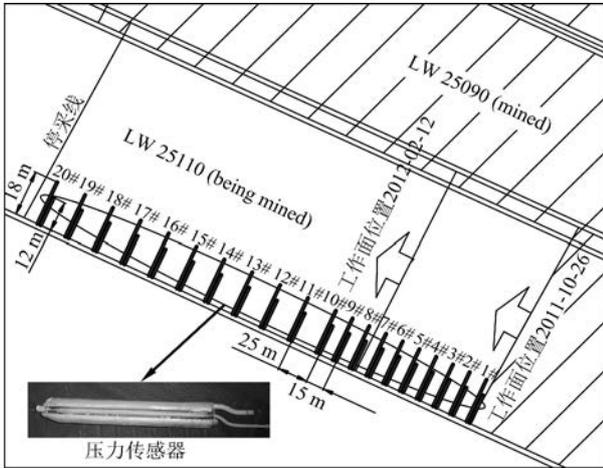


图8 25110工作面运输平巷钻孔应力监测布置方案  
图中共布置20组应力计,每组由两个应力传感器组成,安装深度分别为12m和18m,前10组安装间距为15m,后11组安装间距为25m。

Fig.8 Layout of 20 groups of pressure sensors installed in the headgate entry of LW 25110, at spacing of 15 m and 25 m for the former ten groups and the latter eleven groups, respectively.

Each group consists of two pressure sensors installed in 12-m-depth and 18-m-depth boreholes, respectively.

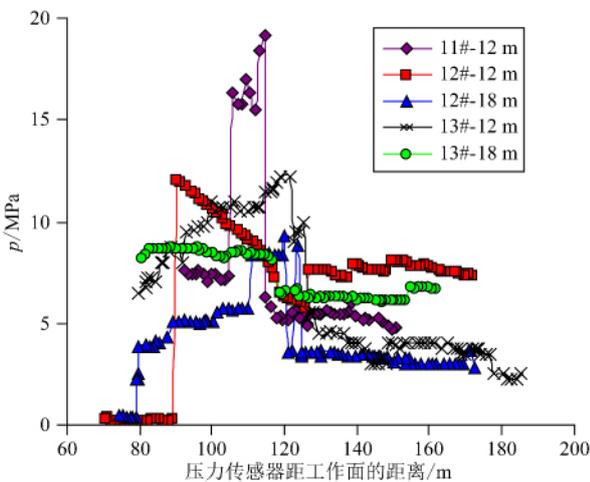


图9 工作面回采过程中典型压力传感器(11#,12#和13#)的监测结果

Fig.9 Monitoring results of the typical pressure sensors (11#, 12# and 13#) with the panel of LW 25110 retreat

影响因素,其中电磁辐射强度主要反映了煤岩体的受载程度及变形破裂强度,脉冲数主要反映了煤岩体变形及微破裂的频次。

为了验证矿震震动波层析成像评估冲击危险的可行性,选取2012年5月20日至5月30日的电磁辐射数据进行分析,如图10所示为每天工作面前方电磁辐射的监测方案及其监测原理示意,图11所示为监测时段内各监测点处电磁辐射强度最大值之和曲线以及平均值之和曲线。

对比图11和图4d分析发现:测点1到测点12范围的电磁辐射强度最大值之和以及平均值之和均较大,之间出现波动,其中最大值之和较为明显,达到了1752~3215 mV;在测点13到测点15区域内的电磁辐射强度最大值之和及平均值之和均较小,其中最大值之和较为明显,最小值为1322 mV;测点16位置,电磁辐射值较大,最大值之和达到了2222 mV.这与图4d所示的波速反演结果对应较好,即高波速区对应的电磁辐射强度值较高,低波速区对应的电磁辐射强度值较低。

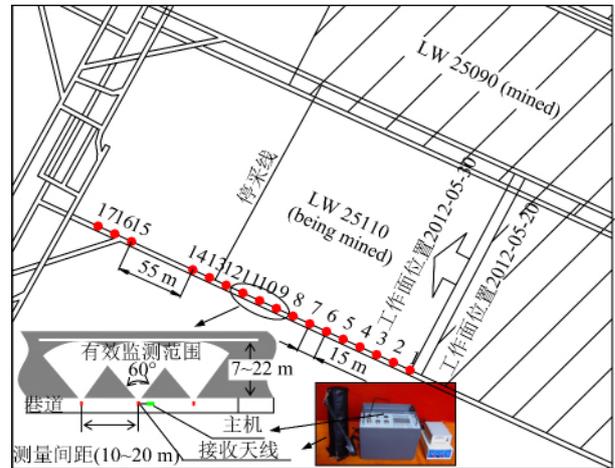


图10 KBD5电磁辐射监测原理与方案

Fig.10 Monitoring principle and scheme of KBD5 monitor

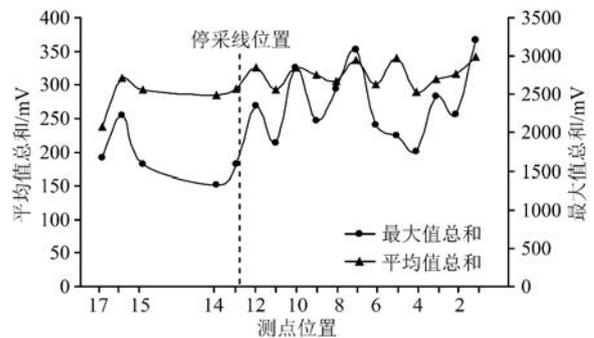


图11 电磁辐射监测结果

Fig.11 Monitoring results of KBD5 monitor

## 5 结论

(1) 对比矿震事件发现,强矿震主要发生在高波速区或高波速变化梯度区,再次验证了矿震震动波速度层析成像评估冲击危险的可行性。

(2) 对比传统监测手段发现:波速反演获得的超前支承压力影响范围与数值模拟及钻孔应力监测结果对应较好;波速获得的信息量比数值模拟结果更丰富,尤其是能够反映不同时段不同区域内的冲击危险状态;波速值与钻屑量及电磁辐射监测值之间存在正相关关系,且对应一致性较好,即波速越高,冲击危险性越强。从而验证了矿震震动波速度层析成像评估冲击危险的可行性,同时也为进一步研究波速与应力或冲击危险的直接及定量关系提供参考。

(3) 矿震震动波速度层析成像技术探测范围广、成本低、监测过程安全、近似实时监测,该技术将成为评估冲击危险的一个强力手段,是未来国内外发展的一个趋势。在将来的研究中,可联合主动层析成像技术与衰减层析成像技术,进一步获得更高精度的层析成像结果,进而为煤矿井下开采提供更安全更高效的生产环境。

致谢 感谢河南大有能源股份有限公司矿压研究所、跃进煤矿为本文提供的现场相关数据,以及审稿专家在本文结构、内容、语言等方面提出的建设性意见。此外,特别感谢张国华科长、王士超科长、张景、任志新等技术员对现场数据的分析和整理,同时还特别感谢刘彪在数值模拟上提供的帮助,以及朱劫硕士在本文波速反演处理上付出的辛勤劳动。

## References

Anderson E. 1905. The dynamics of faulting. *Transactions of the Edinburgh Geological Society*, 8(3):387-402.

Bańka P, Jaworski A. 2010. Possibility of more precise analytical prediction of rock mass energy changes with the use of passive seismic tomography readings. *Archives of Mining Sciences*, 55(4): 723-731.

Cai W, Dou L M, Cao A Y, et al. 2014a. Application of seismic velocity tomography in underground coal mines: A case study of Yima mining area, Henan, China. *Journal of Applied Geophysics*, 109(10): 140-149, doi: 10.1016/j.jappgeo.2014.07.021.

Cai W, Dou L M, Li Z L, et al. 2014b. Microseismic multidimensional information identification and spatio-temporal forecasting of

rock burst: A case study of Yima Yuejin coal mine, Henan, China. *Chinese J. Geophys* (in Chinese), 57(8): 2687-2700, doi: 10.6038/cjg20140827.

Cai W, Dou L M, Gong S Y, et al. 2015a. Quantitative analysis of seismic velocity tomography in rock burst hazard assessment. *Natural Hazards*, 75:2453-2465, doi: 10.1007/s11069-014-1443-6.

Cai W, Dou L M, Li Z L, et al. 2015b. Mechanical initiation and propagation mechanism of a thrust fault: A case study of the Yima section of the Xiashi-Yima thrust (North side of the eastern Qinling orogen, China). *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 48(5): 1927-1945, doi: 10.1007/s00603-014-0666-x.

Dines K A, Lytle R J. 1979. Computerized geophysical tomography. *Proceedings of the IEEE*, 67(7): 1065-1073, doi:10.1109/PROC.1979.11390.

Dou L, Chen T, Gong S, et al. 2012. Rockburst hazard determination by using computed tomography technology in deep workplace. *Safety Science*, 50(4): 736-740, doi:org/10.1016/j.ssci.2011.08.043.

Dou L M, Cai W, Gong S Y, et al. 2014. Dynamic risk assessment of rock burst based on the technology of seismic computed tomography detection. *Journal of China Coal Society* (in Chinese), 39(2): 238-244, doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2013.2016.

Dou L M, He X Q. 2001. Theory and Technology of Rockburst Prevention (in Chinese). Xuzhou: China University of Mining and Technology Press.

Dou L M, He X Q, Bernard D. 2000. AE method of evaluating the danger of rock burst. *Journal of China University of Mining and Technology* (in Chinese), 29(1):85-88.

Friedel M J, Jackson M J, Scott D F, et al. 1995. 3-D tomographic imaging of anomalous conditions in a deep silver mine. *Journal of Applied Geophysics*, 34(1): 1-21, doi:org/10.1016/0926-9851(95)00007-0.

Friedel M J, Scott D F, Williams T J. 1997. Temporal imaging of mine-induced stress change using seismic tomography. *Engineering Geology*, 46(2): 131-141, doi:org/10.1016/S0013-7952(96)00107-X.

Gilbert P. 1972. Iterative methods for the three-dimensional reconstruction of an object from projections. *Journal of Theoretical Biology*, 36(1): 105-117, doi:org/10.1016/0022-5193(72)90180-4.

Gong S Y. 2010. Research and application of using mine tremor velocity tomography to forecast rockburst danger in coal mine [Ph. D. thesis]. Xuzhou: China University of Mining and Technology.

Gu ST, Wang CQ, Jiang BY, et al. 2012. Field test of rock burst danger based on drilling pulverized coal parameters. *Disaster Advances*, 5(4): 237-240.

He H, Dou L M, Gong S Y, et al. 2011. Study of acoustic emission monitoring technology for rockburst. *Rock and Soil Mechanics* (in Chinese), 32(4): 1262-1268.

- He H, Dou L M, Li X W, et al. 2011. Active velocity tomography for assessing rock burst hazards in a kilometer deep mine. *Mining Science and Technology (China)*, 21(5): 673-676, doi:org/10.1016/j.mstc.2011.10.003.
- He X Q, Chen W X, Nie B S, et al. 2011. Electromagnetic emission theory and its application to dynamic phenomena in coal-rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(8), 1352-1358, doi:org/10.1016/j.ijrmms.2011.09.004.
- Hosseini N, Oraee K, Shahriar K, et al. 2012a. Passive seismic velocity tomography and geostatistical simulation on longwall mining panel. *Archives of Mining Sciences*, 57(1): 139-155, doi:10.2478/v10267-012-0010-9.
- Hosseini N, Oraee K, Shahriar K, et al. 2012b. Passive seismic velocity tomography on longwall mining panel based on simultaneous iterative reconstructive technique (SIRT). *Journal of Central South University*, 19(8): 2297-2306, doi:10.1007/s11771-012-1275-z.
- Hosseini N, Oraee K, Shahriar K, et al. 2013. Studying the stress redistribution around the longwall mining panel using passive seismic velocity tomography and geostatistical estimation. *Arabian Journal of Geosciences*, 6(5): 1407-1416, doi:10.1007/s12517-011-0443-z.
- Jiang F X, Yang S H, Cheng Y H, et al. 2006. A study on microseismic monitoring of rock burst in coal mine. *Chinese J. Geophys (in Chinese)*, 49(5): 1511-1516.
- Jiang Y D, Pan Y S, Jiang F X, et al. 2014. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China. *Journal of China Coal Society (in Chinese)*, 39(2): 205-213, doi:10.13225/j.cnki.jccs.2013.0024.
- Liu J H, Zhai M H, Guo X S, et al. 2014. Theory of coal burst monitoring using technology of vibration field combined with stress field and its application. *Journal of China Coal Society (in Chinese)*, 39(2): 353-363, doi:10.13225/j.cnki.jccs.2013.2005.
- Luo X, King A, Van de Werken M. 2009. Tomographic imaging of rock conditions ahead of mining using the shearer as a seismic source—a feasibility study. *Geoscience and Remote Sensing, IEEE Transactions on*, 47(11): 3671-3678, doi:10.1109/TGRS.2009.2018445.
- Lurka A. 2008. Location of high seismic activity zones and seismic hazard assessment in Zabrze Bielszowice coal mine using passive tomography. *Journal of China University of Mining and Technology*, 18(2): 177-181, doi:org/10.1016/S1006-1266(08)60038-3.
- Luxbacher K D. 2008a. Time-Lapse Passive Seismic Velocity Tomography of Longwall Coal Mines; A Comparison of Methods [Ph. D. thesis]. Blacksburg, Virginia; Virginia Polytechnic Institute and State University.
- Luxbacher K D, Westman E, Swanson P, et al. 2008b. Three-dimensional time-lapse velocity tomography of an underground longwall panel. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 45(4): 478-485, doi: org/10.1016/j.ijrmms.2007.07.015.
- Meglis I L, Chow T, Martin C D, et al. 2005. Assessing in situ microcrack damage using ultrasonic velocity tomography. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 42(1): 25-34, doi:org/10.1016/j.ijrmms.2004.06.002.
- Nolet, G. . 2008. A breviary of seismic tomography. Cambridge, New York; Cambridge University Press.
- Pan Y S, Tang Z, Li Z H, et al. 2013. Research on the charge inducing regularity of coal rock at different loading rate in uniaxial compression tests. *Chinese J. Geophys (in Chinese)*, 56(3): 1043-1048, doi: 10.1002/cjg2.20019.
- Qu X C, Jiang F X, Yu Z X. 2011. Rockburst monitoring and precaution technology based on equivalent drilling research and its application. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering (in Chinese)*, 30(11): 2346-2351.
- Radon, J. . 1917. Über die bestimmung von funktionen durch ihre integralwerte lange gewisser mannigfaltigkeiten. *Ber. Verh. Saechs. Akad. Wiss.*, 69:262-267.
- Stanton A. 1896. Wilhelm Conrad Röntgen on a new kind of rays: translation of a paper read before the Würzburg Physical and Medical Society, 1895. *Nature*, 53(1896): 274-276.
- Wang E Y, He X Q, Wei J P, et al. 2011. Electromagnetic emission graded warning model and its applications against coal rock dynamic collapses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(4): 556-564, doi:org/10.1016/j.ijrmms.2011.02.006.
- Wang E Y, Li Z H, Liu Z T, et al. 2009. Experimental study on surface potential effect of coal under load. *Chinese J. Geophys (in Chinese)*, 52(5): 1318-1325.
- Wang S W, Mao D B, Du T T, et al. 2012. Rockburst hazard evaluation model based on seismic CT technology. *Journal of China Coal Society*, 37(S1): 1-6.
- Westman E C. 2004. Use of tomography for inference of stress redistribution in rock. Industry Applications. *IEEE Transactions on*, 40(5): 1413-1417, doi:10.1109/TIA.2004.834133.
- Westman E C, Haramy K Y, Rock A D. 1996. Seismic tomography for longwall stress analysis. *Rock Mechanics Tools and Techniques*, 397-403.
- Westman E, Luxbacher K, Schafrik S. 2012. Passive seismic tomography for three-dimensional time-lapse imaging of mining-induced rock mass changes. *The Leading Edge*, 31(3): 338-345, doi:10.1190/1.3694902.
- Williamson P R. 1991. A guide to the limits of resolution imposed by scattering in ray tomography. *Geophysics*, 56(2): 202-207, doi:10.1190/1.1443032.
- Zhao Y, Li Q, Guo H, et al. 2000. Seismic attenuation tomography in frequency domain and its application to engineering. *Science in China Series D; Earth Sciences*, 43(4): 431-438, doi:10.1007/BF02959454.

## 附中文参考文献

- 蔡武, 龚林名, 李振雷等. 2014. 微震多维信息识别与冲击矿压时空

- 预测—以河南义马跃进煤矿为例. 地球物理学报, 57(8):2687-2700.
- 窦林名, 蔡武, 巩思园等. 2014. 冲击危险性动态预测的震动波 CT 技术研究. 煤炭学报, 39(2):238-244.
- 窦林名, 何学秋. 2001. 冲击矿压防治理论与技术. 徐州: 中国矿业大学出版社.
- 窦林名, 何学秋, Bernard Drzezl. 2000. 冲击矿压危险性评价的地音法. 中国矿业大学学报, 29(1):85-88.
- 巩思园. 2010. 矿震震动波波速层析成像原理及其预测煤矿冲击危险应用实践[博士论文]. 徐州: 中国矿业大学.
- 贺虎, 窦林名, 巩思园等. 2011. 冲击矿压的声发射监测技术研究. 岩土力学, 32(4):1262-1268.
- 姜福兴, 杨淑华, 成云海等. 2006. 煤矿冲击地压的微地震监测研究. 地球物理学报, 49(5):1511-1516.
- 姜耀东, 潘一山, 姜福兴等. 2014. 我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治. 煤炭学报, 39(2):205-213.
- 刘金海, 翟明华, 郭信山等. 2014. 震动场、应力场联合监测冲击地压的理论与应用. 煤炭学报, 39(2):353-363.
- 潘一山, 唐治, 李忠华等. 2013. 不同加载速率下煤岩单轴压缩电荷感应规律研究. 地球物理学报, 56(3):1043-1048.
- 曲效成, 姜福兴, 于正兴等. 2011. 基于当量钻屑法的冲击地压监测预警技术研究及应用. 岩石力学与工程学报, 30(11):2346-2351.
- 王恩元, 刘忠辉, 刘贞堂等. 2009. 受载煤体表面电位效应的实验研究. 地球物理学报, 52(5):1318-1325.
- 王书文, 毛德兵, 杜涛涛等. 2012. 基于地震 CT 技术的冲击地压危险性评价模型. 煤炭学报, 37(S1):1-6.

(本文编辑 汪海英)



文章编号：1673-3363-(2017)03-0411-07

# 37 临近断层孤岛面开采动力显现机理 与震动波 CT 动态预警

曹安业<sup>1</sup>，王常彬<sup>1</sup>，窦林名<sup>1</sup>，李跃文<sup>2</sup>，董敬源<sup>2</sup>，谷雨<sup>2</sup>

(1. 中国矿业大学矿业工程学院，深部煤炭资源开采教育部重点实验室，  
江苏 徐州 221116；2. 上海大屯能源股份有限公司徐庄煤矿，江苏 徐州 221618)

**摘要** 为探究临近断层处孤岛工作面开采时断层煤柱的受力状态与动力显现的发生机理，理论分析了某矿 7192 工作面的覆岩结构及其运移规律，探讨了由断层错动导致的工作面动力显现及强矿震的发生机理，利用震动波 CT 技术对工作面冲击危险性进行动态预警。结果表明：1) 工作面倾向覆岩结构将由以工作面煤体为承载主体的对称短臂“T”型结构转化为以断层煤柱为承载主体的非对称“T”型结构，走向上因工作面面长较短使中高位关键层出现较长悬顶，其上方为非对称“T”覆岩结构；2) 工作面断层附近历次强矿震均受断层活动静止期影响，即矿震时隔越长，后续矿震能量越大；3) 中高位关键层的突然破断与运动是工作面矿震活动的主要动力源，导致的断层煤柱承载能力失效使断层突然错动，产生的冲击动载与煤体高静载叠加诱发动力显现；4) 震动波 CT 动态预警技术揭示了工作面区域的应力演化过程，且动力显现区域与强矿震位置也与反演结果吻合，证明了预警结果的可靠性。

**关键词** 动力显现；冲击矿压；覆岩运动；震动波 CT

中图分类号 TD 324 文献标志码 A DOI 10.13545/j.cnki.jmse.2017.03.002

## Dynamic manifestation mechanism of mining on the island coalface along fault and dynamic pre-warning of seismic waves with seismic tomography

CAO Anye<sup>1</sup>，WANG Changbin<sup>1</sup>，DOU Linming<sup>1</sup>，LI Yuewen<sup>2</sup>，DONG Jingyuan<sup>2</sup>，GU Yu<sup>2</sup>

(1. School of Mines，Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining，Ministry of Education，  
China University of Mining & Technology，Xuzhou，Jiangsu 221116，China；

2. Xuzhuang Coal Mine，Shanghai Datun Energy Resources Co Ltd，Xuzhou，Jiangsu 221618，China)

**Abstract** To study the pressure status of fault pillar and the dynamic manifestation mechanism of mining on the island coalface along fault, the structure and movement law of overlying strata above working face 7192 was analyzed theoretically, the mechanism of dynamic manifestation and strong mining tremor in the working face caused by fault dislocation was studied, and the dynamic pre-warning of rockburst hazard was also conducted with the technology of seismic tomography. The results have shown that 1) The overlying strata of working face in dip direction transforms from a symmetrical “T”

收稿日期：2016-03-25

责任编辑：侯世松

基金项目：国家自然科学基金项目(51674253)；国家重点研发计划项目(2016YFC0801406)；江苏高校优势学科建设工程项目(SZBF2011-6-B35)

作者简介：曹安业(1982—)，男，江苏省盐城市人，教授，博士生导师，从事冲击矿压方面的研究。

通信作者：王常彬

E-mail：cumtwangchangbin@163.com

Tel：15805204176

structure subjected to the coal mass of working face to an asymmetric “T” structure subjected to the fault pillar, and an asymmetric “T” structure is found in strike direction due to long hanging distance of middle and high key strata caused by short working face length; 2) The strong mining tremors occurring near the fault are influenced by the interval of fault movement suspension: the released energy of latter mining tremor will be higher with the increasing time interval; 3) The strong mining tremors at the working face are mainly caused by the sudden rupture and movement of medium and high key strata, and the fault pillar failure results in sudden fault movements, which causes a dynamic loading combined with high stress loading in coal mass and triggers the dynamic manifestation; 4) The evolution process of stress redistributions in the working face area is revealed by the technology of seismic tomography dynamic pre-warning, and both areas of dynamic manifestation and strong mining tremors are consistent well with the tomography results, which proves the pre-warning reliability of seismic tomography.

**Key words** dynamic manifestation ;rockburst hazard ;overlying strata movement ;seismic tomography

冲击矿压是严重威胁矿井安全生产的煤岩动力灾害现象之一。随着开采深度的增加与地质条件的日趋复杂,由断层及断层煤柱引起的冲击矿压的发生频次与强度逐年升高,严重影响矿井的正常生产与人员安全。例如,2011年11月3日,河南义马矿区21221工作面运输平巷在F16大逆冲断层附近掘进时,发生一次严重的冲击矿压事故<sup>[1]</sup>;在山东古城矿区,由断层引起的冲击矿压与动力显现导致了十分严重的巷道变形<sup>[2]</sup>。

对因断层煤柱失稳及断层错动引起的冲击矿压,国内学者进行了一系列相关研究。潘一山等<sup>[3]</sup>认为断层冲击矿压是由断层带与上下盘围岩系统的变形失稳引起的,并据此建立了扰动响应稳定性判别准则。李志华等<sup>[4]</sup>研究了采动影响下断层滑移诱发煤岩冲击的机理,认为动态的断层滑移失稳更易诱发冲击矿压。李振雷等<sup>[5]</sup>通过建立断层闭锁与解锁滑移的力学模型,提出耦合失稳型冲击的概念。蔡武<sup>[6]</sup>通过对具有断面的岩样进行物理力学试验,发现岩体损伤程度随断面粗糙度增大而增大,且岩石破坏形式随断面倾角变化具有显著差异。Li等<sup>[7]</sup>通过建立断层应力演化机理模型,认为两侧采空工作面在向断层推进时,其煤体所受水平、垂直应力先上升、后下降,而水平应力与垂直应力之比则一直呈现出下降趋势。

孤岛工作面采掘空间受相邻采区应力叠加影响,工作面附近应力集中程度较普通工作面更高,覆岩断裂高度和运动范围更大,冲击危险也更高。尤其是当孤岛工作面沿平行于断层走向回采时,受断层煤柱与孤岛面影响叠加后形成的采场煤岩应力状态及覆岩结构将更为复杂。

## 1 工作面概况

7192工作面位于某矿东九采区7煤层东南部,地面平均标高30.9 m,工作面平均标高-420.4 m,最大采深483.1 m,走向长度503 m,倾向长度39 m,7煤层均厚5.50 m,经鉴定为强冲击倾向性煤层。7192工作面北面为7194工作面采空区,中间留有10 m隔离煤柱;南面紧临F106正断层,并留有35~40 m的断层保护煤柱;断层南面为7190工作面采空区。东九采区下山东西两翼大部分区域为采空区,其下山保护煤柱同为“孤岛”结构。图1为工作面综合钻孔柱状图,根据关键层理论,判断距7煤7.64 m的中砂岩为低位关键层、距7煤上方36.65 m的18.53 m砂质泥岩为中位关键层、距7煤65.4 m的25.6 m厚砂质泥岩为高位关键层。

岩性	柱状	厚度/m
砂质泥岩 (高位关键层)		21.50~30.40 25.6
中砂岩		8.70~12.90 10.22
砂质泥岩 (中位关键层)		11.60~26.0 18.53
中砂岩		2.10~5.10 3.85
砂质泥岩		14.50~15.50 14.82
中砂岩 (低位关键层)		6.80~12.40 10.34
砂质泥岩		4.40~14.20 7.64
7煤		4.20~6.60 5.50
砂质泥岩		6.30~8.40 7.45
8煤		4.05~5.02 4.53
砂质泥岩		2.60~4.00 3.55
细砂岩		7.30~11.10 9.25

图1 工作面综合钻孔柱状图

Fig.1 Synthesis column map of 7192 working face

因受两面采空区、断层、下山保护煤柱多重因素影响,7192工作面周围的高应力集中极易诱发强矿震及冲击矿压。

## 2 临近断层孤岛面覆岩结构及破断过程

由于孤岛工作面四周覆岩均已发生断裂,工作面开采后覆岩将与相邻采空区岩层协同运动、相互影响,导致孤岛工作面的支撑压力场有峰值高,扰动远,变化快的特点,其上覆岩层结构称之为“T”型覆岩结构<sup>[8]</sup>。7192工作面开采前,工作面煤体与断层保护煤柱共同承担覆岩载荷,因工作面南北两侧为大面积采空区,顶板垮落充分,属充分采动。因此,工作面倾向覆岩为对称短臂“T”型结构,如图2所示。

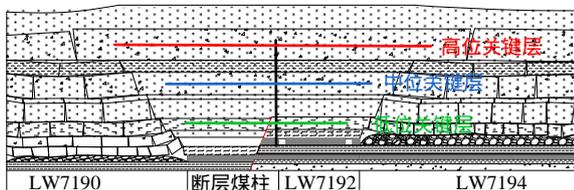


图2 工作面回采前对称T覆岩结构倾向剖面示意图

Fig.2 Layout of symmetrical “T” overlying strata structure in dip direction before mining over 7192 working face

7192工作面回采后,F106断层保护煤柱逐渐成为新的“孤岛面”,并成为覆岩的主要承载体。受F106断层切割作用,断层下盘宽约3~10m的保护煤柱变为屈服煤柱,而覆岩载荷将主要由断层上盘煤柱承担。工作面回采后,因其上覆岩层垮落不充分,导致中高位关键层出现较长悬顶,使工作面倾向覆岩形成以断层保护煤柱为承载主体的新“T”型非对称空间结构,见图3,同时煤体宽度的大幅缩小也使断层煤柱内弹性能大量积聚。

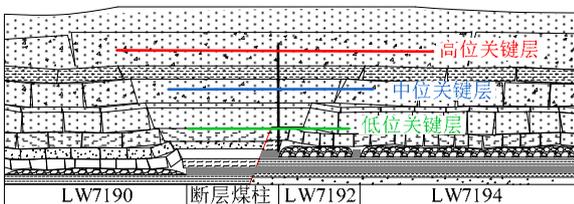


图3 工作面回采后非对称T覆岩结构倾向剖面示意图

Fig.3 Layout of asymmetrical “T” overlying strata structure in dip direction after mining over 7192 working face

工作面走向方向上,因东九采区下山东侧为大面积采空区,其上覆岩层已充分采动,而7192工作面上覆高位关键层尚未垮落,所以其覆岩表现为“T”型非对称空间结构,且煤体主要承载区始终

超前工作面并随回采向下山方向转移,见图4。由于东九采区下山两侧为大面积采空区,其本身就具有高应力集中,加之回采的7192工作面造成上覆中、高位关键层周期断裂与回转对其不断施加动载,使该区域冲击危险程度进一步升高。

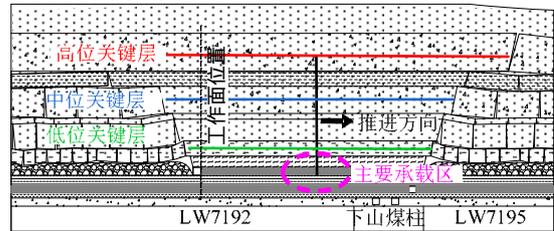


图4 工作面回采期间非对称T覆岩结构走向剖面示意图

Fig.4 Layout of asymmetrical “T” overlying strata structure in trend direction during mining over 7192 working face

根据“O-X”破断理论,在工作面推进过程中,其上覆岩层将经历“稳定-失稳-再稳定”的过程,悬臂梁长度也随着高度的增加而增加<sup>[9]</sup>。7192工作面北邻7194工作面采空区,覆岩裂隙将随工作面回采而相互贯通,南面因受断层煤柱阻挡,回采时覆岩裂隙不会与7190工作面采空区覆岩裂隙形成联系,因此,7192工作面覆岩为不完整“O-X”破断线。受7192工作面长短、回采进度快的影响,覆岩演化高度有限,导致高位关键层一直处于悬顶状态。当高位关键层悬顶长度达到一定程度时,势必会突然断裂并释放能量,由此产生的动载是临近断层煤柱孤岛工作面高能矿震频发、诱发动力显现的主要原因。

## 3 工作面动力显现诱发机理

### 3.1 工作面动力显现情况

2015年7月10日18时47分,7192工作面在回采至距东九采区下山70m处时,发生了一次能量为 $2.11 \times 10^6$ J的强矿震,平面投影位置位于断层下盘断层保护煤柱区域。由强矿震导致的动力显现发生在与东九采区下山相接的7192工作面轨道平巷与运输平巷处。动力显现区域巷道顶板下沉严重,下沉量约为1m,顶板多处锚网被撕烂。

### 3.2 断层滑移机理

黏滑失稳理论认为由开采活动引起的断层两盘相对运动将使不连续面间的黏滑摩擦转变为滑动摩擦从而发生动力失稳现象<sup>[10]</sup>。断层从应变能的积累、突然错动释放及应力再恢复这一重复过程具有时间效应,其表现形式和破坏特征与黏滑现象极

为相似。根据文献[11]所述，通过对可模拟断层稳定滑动变形的广义 Kelvin 模型进行改进，建立了能够完整描述断层失稳前后特征的断层岩石变形滑动模型，由广义 Kelvin 模型、非线性硬化函数  $H(t)$ 、性损伤函数  $D$  和摩擦元件  $f$  等 4 部分组成。

在常应变率条件下，当加载时间  $t < 0$  时，模型中的应力为 0，应变为 0；当  $t > 0$  后开始对模型以恒定的应变率  $\dot{\varepsilon} \zeta_0$  进行加载。当模型所受应力  $\sigma < f$  时，模型只有前三部分工作，其应力为：

$$\sigma = [E_1 E_2 E_3 / (E_1 E_3 + E_2 E_3 (1 - \exp(-E_2 t / \eta)) + E_1 E_2 D)] \dot{\varepsilon} \quad (1)$$

式中： $E_1$ 、 $E_2$  分别为广义 Kelvin 模型中开尔文体、虎克体的材料弹性常数； $E_3$  为非线性硬化函数  $H(t)$  的材料弹性常数； $\eta$  为材料的黏性系数； $D$  为非线性损伤函数； $\dot{\varepsilon}$  为应变率。

当  $\sigma = f$  时，模型第 4 部分的摩擦元件开始工作，弹性元件  $E_1$  积累的弹性能瞬间全部释放，而  $E_2$  内的弹性能受黏滞作用影响只能缓慢释放。弹性能释放后，模型系统重新达到低应力平衡状态，摩擦元件的摩擦强度变为  $f'$ ，并随二次错动释放弹性能之间的静止期延长而增加<sup>[12]</sup>。当  $\sigma = f'$  时，模型将再次释放弹性能，此过程将一直重复，并由此得出连续失稳滑动曲线。

### 3.3 工作面动力显现分析

7192 工作面于 5 月 1 日至 7 月 10 日期间共监测到 8 次能量为  $10^5$  J 以上的强矿震，其中 5 次发生于工作面与 F106 断层煤柱附近(见图 5 黑色矿震)，其发生时间与能量关系见图 6。

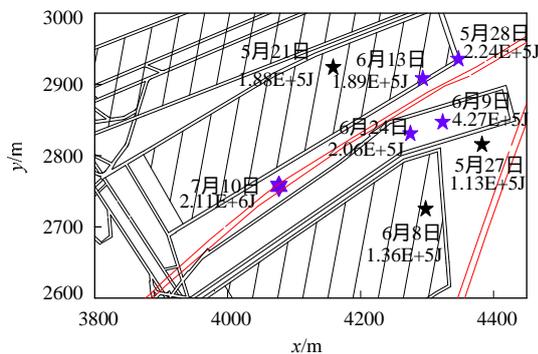


图 5 5 月 1 日至 7 月 10 日期间工作面强矿震分布

Fig.5 Position of strong mining tremors on 7192 working face between May 1 and July 10

由图 6 可知，断层附近的强矿震能量大小与其发生时间间隔有很好的对应关系，即间隔时间短的，其后续矿震能量相对较小；间隔时间长的，其

后续矿震量相对较大。这表明这些强矿震与 F106 断层错动有关，并受断层错动静止期时间影响。而在 7 月 10 日  $2.11 \times 10^6$  J 强矿震发生前，F106 断层错动静止期已长达 13 d，高于该断层以往任何的错动静止期。

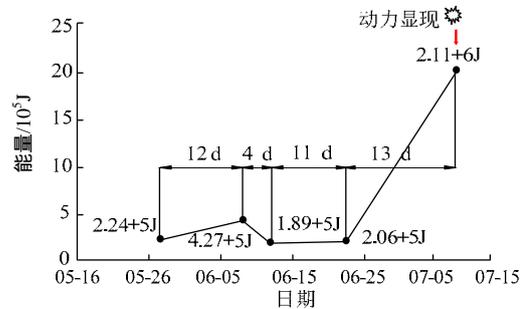


图 6 5 月 1 日至 7 月 10 日期间工作面断层煤柱附近强矿震统计

Fig.6 Relations of energy sizes and time interval among strong tremors between 1 May and 10 July

综上所述，造成临近断层开采孤岛工作面强矿震显现频发的原因有：1) 工作面回采中，断层煤柱逐渐变为孤岛结构，且本身就受断层构造应力影响，具有高应力集中与弹性能集聚，而工作面不断的回采扰动使断层煤柱超过强度极限而破坏，导致强矿震的产生；2) 工作面面长较短使中高位关键层具有较长悬顶，关键层的突然断裂也会产生强矿震。当关键层的突然断裂与断层煤柱的承载失效同时发生时，将导致断层带剪应力迅速升高、达到断层摩擦强度并引发错动，其弹性能释放对周围煤岩体造成的冲击动载又加剧了断层煤柱的破坏与覆岩破断。煤柱、断层、覆岩三者相互影响作用，成为诱发冲击矿压的根本原因。

动力显现发生前，7192 工作面轨道平巷与 F106 断层之间的煤柱宽度仅为 0~11 m，断层下盘保护煤柱宽度的减小使由断层形成的支承压力对巷道及煤体的影响迅速增加。同时，长达 13 d 的断层错动静止期表明所受应力与摩擦强度已处于较高水平。从图 7 的动力显现区域受力情况可知，工作面超前支承压力、断层形成的支承压力以及采区下山孤岛煤柱形成的支承压力均对工作面前方煤体施加了大量载荷，三方面因素叠加使动力显现区域巷道煤体接近极限强度。

7192 工作面上方长悬顶高位关键层突然断裂产生  $2.11 \times 10^6$  J 的强矿震，造成的冲击动载使工作面后方的高静载断层保护煤柱迅速达到强度极限

而发生突然破坏。断层煤柱承载能力的失效使断层上方岩体支撑力迅速降低,造成断层带剪应力升高至断层摩擦强度,导致断层突然滑移错动并释放大量弹性能,能量以断层形成支承压力迅速升高的冲击效应传递给工作面两巷周围煤体。位于动力显现区域附近的煤体原本就承受着图7中三重压力叠加影响,突然又受到断层错动产生的冲击动载,(见图8),静动载荷叠加超过煤体强度极限,其积聚的高能量以将煤体抛向巷道空间的形式得到释放,发生动力显现。

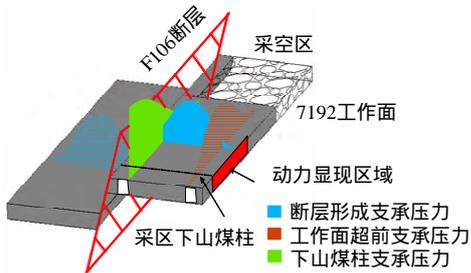


图7 断层错动前动力显现区域附近煤岩体受力示意图  
Fig.7 Pressure conditions of rockburst zone before fault movement

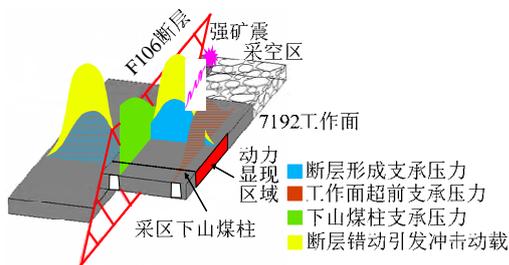


图8 断层错动时动力显现区域附近煤岩体受力示意图  
Fig.8 Pressure conditions of rockburst zone after fault movement

#### 4 工作面震动波 CT 动态预警

##### 4.1 震动波 CT 预警模型与技术方案

震动波 CT 成像技术就是利用地震波射线对煤岩体进行透视,通过地震波走时对煤岩体进行反演计算成像。根据煤岩体内纵波波速与所受应力的幂函数关系,震动波 CT 技术目前已被广泛应用于矿井的冲击危险评价中<sup>[13-15]</sup>。对于 7192 工作面开采期间的高应力状态,可利用发生动力显现前一段时期的震动波 CT 图像对受载煤岩体的应力水平与冲击危险状态进行探测,从而针对性的采取卸压与避让措施,避免人员伤亡与财产损失。

基于煤岩体中纵波波速与应力的正相关性,可用震动波 CT 技术确定工作面煤体中的应力状态及

应力集中程度。应力集中较大的区域,相对其它区域将出现纵波波速的正异常<sup>[16]</sup>,其异常值由下式计算得到:

$$A_n = \frac{V_p - V_p^a}{V_p^a} \quad (2)$$

式中:  $V_p$  为反演区域一点的纵波波速值;  $V_p^a$  为模型波速的平均值。表 1 为波速正异常变化与冲击危险之间的关系。

表 1 波速正异常变化与冲击危险之间的关系

Table 1 Relation between positive anomalies of P-wave speed and stress concentration

冲击危险指标	异常对应的危险性特征	波速正异常/%
0	无	<5
1	弱	5-15
2	中等	15-25
3	强	>25

此矿目前已安装覆盖全矿井的 SOS 微震监测系统,并在 7192 工作面回采期间运用震动波 CT 技术对其进行动态监测预警,所用测站布置,见图 9。

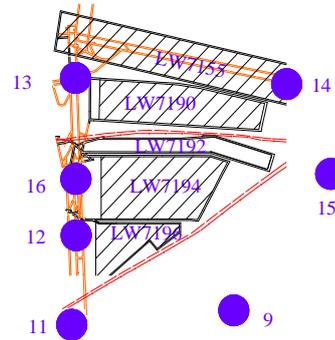


图9 工作面附近声波探头布置示意图  
Fig.9 Layout of the seismic monitoring system installed near 7192 working face

本文对 7192 工作面 5 月 15 日至 6 月 30 日的微震事件波形进行分析,每个波形的 P 波到时均为人工标定。CT 计算划分网格  $60 \times 50 \times 5$ ,  $X, Y, Z$  方向间距  $38 \text{ m} \times 36 \text{ m} \times 143 \text{ m}$ ,模型波速为  $2 \sim 6.5 \text{ km/s}$ ,CT 计算周期为半个月。

##### 4.2 工作面矿震规律与震动波 CT 结果分析

7192 工作面在 5 月 15 日至 5 月 31 日期间,共监测到 269 条微震记录,经计算得到波速分布与波速异常指数云图如图 10 所示。下一时段,即 6 月 1 日至 6 月 15 日期间大于  $10^4 \text{ J}$  的矿震也同时投射到平面图中。

由图 10 可知,超前工作面 100~200 m 区域及

下山煤柱区具有波速异常系数超过 0.2 的强冲击危险，这是由工作面走向“T”型非对称覆岩结构及下山煤柱孤岛结构引起的高应力集中所致。由于 7192 工作面覆岩的周期断裂与相邻采空区覆岩的再运动，下一时段的高能矿震主要分布于工作面后方的采空区与煤柱区，与中高波速异常区形成较好对应。其中，F106 断层煤柱附近高能矿震频发，说明工作面回采导致的覆岩运动使断层煤柱失稳破坏，造成断层两盘受力不均而引起了区域性的断层错动。反演结果表明，虽然具有强冲击危险区的工作面前方煤体与下山煤柱无大量矿震产生，但与本文对覆岩结构及煤岩体受力分析相符，说明这些区域并没有通过矿震的形式释放弹性能，而是始终处于高应力集中状态，这成为动力显现的前兆。

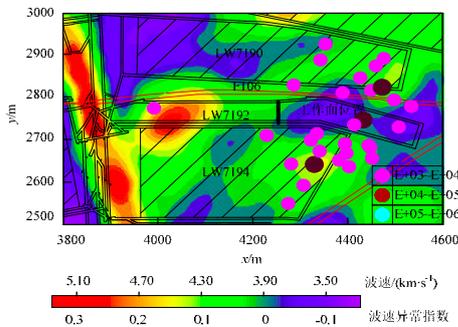


图 10 5 月 15 日至 5 月 31 日 7192 工作面 P 波波速反演结果及 6 月 1 日至 6 月 15 日矿震定位

Fig.10 Seismic tomography result of working face from 15 May to 31 May and strong tremors location from 1 June to 15 June

图 11 为 6 月 1 日至 6 月 15 日期间震动波 CT 反演结果及 6 月 16 日至 6 月 30 日高能矿震分布情况。由图可知，工作面整体的波速异常系数较前一阶段有明显升高，表明冲击危险性进一步增强。由走向“T”型非对称覆岩结构导致的煤体应力集中区域已和下山孤岛煤柱高应力区相接，加之超前支承压力影响，使工作面前方 200 m 范围内的波速异常系数达到 0.3~0.6。

从图 11 中矿震分布可知，大量高能矿震发生于 7192 工作面采空区与 7194 工作面后方煤柱区，其所在位置的波速异常系数均大于 0.05，与反演结果吻合较好。此外，工作面后方采空区约 200 m 范围内几乎无高能矿震产生，表明各关键层始终处于悬顶状态，其内部弹性能进一步积聚。同时，工作面前方至下山区域也鲜有高能矿震发生，表明该区域煤岩体内的弹性能依然没有得到有效释放，应力集中程度进一步加剧。

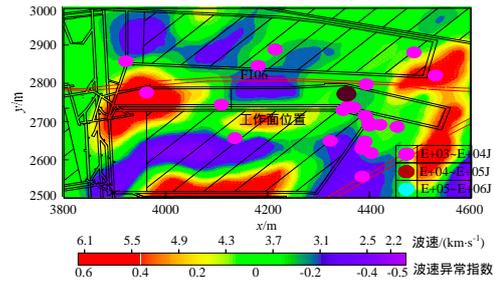


图 11 6 月 1 日至 6 月 15 日 7192 工作面 P 波波速反演结果及 6 月 16 日至 6 月 30 日矿震定位

Fig.11 Seismic tomography result of working face from 1 June to 15 June and strong tremors location from 16 June to 30 June

图 12 为 6 月 16 日至 6 月 30 日 CT 反演结果及 7 月 1 日至 7 月 15 日的高能矿震分布情况。由图可知，7 月 10 日在工作面后方断层煤柱区发生了能量为  $2.11 \times 10^6$  J 的强矿震，表明工作面上覆关键层已经断裂，而此区域波速异常指数高达 0.6，与强矿震发生位置十分吻合。图 12 中由强矿震导致的 7 月 10 日动力显现区域的波速异常指数极值高达 0.65，说明反演结果十分准确地预测了冲击危险位置。根据本阶段的反演结果，工作面在生产过程中对该区域进行了限员限时的封闭式管理，保证了工作面人员的安全。

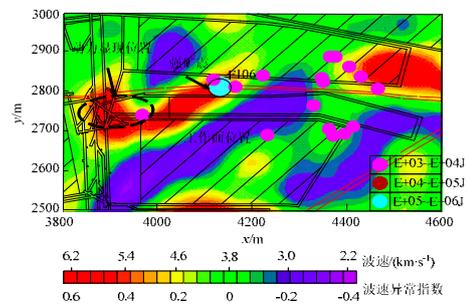


图 12 6 月 16 日至 6 月 30 日 7192 工作面 P 波波速反演结果及 7 月 1 日至 7 月 15 日矿震定位

Fig.12 Seismic tomography result of working face from 16 June to 30 June and strong tremors location from 1 July to 15 June

## 5 结论

1) 沿工作面倾向方向，7192 孤岛工作面的回采使煤柱宽度迅速减小，导致工作面覆岩由开采前的对称“T”短臂结构变为以断层上盘煤柱为主要支撑体的非对称“T”短臂结构；沿工作面走向方向，较短的工作面长度导致中、高位关键层出现较长悬顶，同时覆岩主要支承区随工作面回采逐渐向采区下山区方向转移。

2) 当断层所承载荷  $\sigma$  达到断层摩擦强度  $f$  时将会引发断层突然错动, 释放的弹性能对断层两侧煤体产生冲击动载。断层错动释放的能量受断层错动静止期时间影响, 即静止期越长, 断层释放的能量越大。7192 工作面 F106 断层附近的强矿震能量与其发生时间间隔有很好的对应关系, 表明这些强矿震的发生与断层错动有关, 并受断层错动静止期影响。工作面动力显现前 F106 断层错动静止期长达 13 d, 高于该断层以往的错动静止期, 表明断层应力与摩擦强度已处于较高水平。

3) 诱发 7192 工作面动力显现的强矿震源于具有较长悬顶高位关键层的断裂。高位关键层断裂后导致的断层煤柱失稳破坏, 使断层剪应力迅速升高至断层摩擦强度并引发断层错动。由断层错动引发的冲击动载与工作面超前支承压力、下山孤岛煤柱支承压力、断层支承压力相叠加, 载荷超过煤体极限强度从而诱发动力显现。

4) 根据震动波 CT 反演结果 动力显现发生前, 其所在区域的波速异常指数由 0.2 逐渐升至 0.65, 表明该区域煤岩体中应力集中程度不断增加, 冲击危险性持续升高。同时该区域较少的矿震活动也使煤岩体中的弹性能没有得到有效释放而一直处于积聚状态。6 月 15 日至 6 月 30 日的 CT 反演结果准确预测了 7 月 10 日强矿震及其导致动力显现的发生位置, 验证了震动波 CT 对工作面冲击危险进行动态周期预警的实时性与有效性。

#### 参考文献:

- [1] CAI Wu, DOU Linming, CAO Anye, et al. Application of seismic velocity tomography in underground coal mines: A case study of Yima mining area, Henan, China[J]. Journal of Applied Geophysics, 2014, 109:140-149.
- [2] 李志华. 采动影响下断层滑移诱发煤岩冲击机理研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2009.
- [3] 潘一山, 王来贵, 章梦涛, 等. 断层冲击地压发生的理论与试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 1998, 17(6): 642-649.  
PAN Yishan, WANG Laigui, ZHANG Mengtao, et al. The theoretical and testing study of fault rockburst[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1998, 17(6): 642-649.
- [4] 李志华, 窦林名, 陆振裕, 等. 采动诱发断层滑移失稳的研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2010, 27(4): 499-504.
- LI Zhihua, DOU Linming, LU zhenyu, et al. Study of the fault slide destabilization induced by coal mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(4): 499-504.
- [5] 李振雷, 窦林名, 蔡武, 等. 深部厚煤层断层煤柱型冲击矿压机理研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(2): 333-342.  
LI Zhenlei, DOU Linming, CAI Wu, et al. Fault-pillar induced rock burst mechanism of thick coal seam in deep mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(2): 333-342.
- [6] 蔡武. 断层型冲击矿压的动静载叠加诱发原理及其监测预警研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2015: 45-71.
- [7] LI Teng, MU Zonglong, LIU Guangjian, et al. Stress spatial evolution law and rockburst danger induced by coal mining in fault zone[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2016, 26: 409-415.
- [8] 窦林名, 贺虎. 煤矿覆岩空间结构 O-X-F-T 演化规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(3): 454-460.  
DOU Linming, HE Hu. Study of O-X-F-T spatial structure evolution of overlying strata in coal mines[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(3): 454-460.
- [9] 贺虎. 煤矿覆岩“O-X-F-T”空间结构演化与诱冲机制研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2012: 16-29.
- [10] BRACE W F, BYERLEE J D. Stick-slip as a mechanism for earthquakes[J]. Science, 1996, 153: 990-992.
- [11] GENG Naiguang. Experimental investigation of friction in earth science[J]. Lubrication Engineering, 1987, 6: 21-26.
- [12] 王涛. 断层活化诱发煤岩冲击失稳的机理研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2012: 61-64.
- [13] DIETERICH J H. Time-dependent friction as a possible mechanism for aftershocks[J]. Journal of Geophysical Research, 1972, 77(20): 3771-3781.
- [14] CAO A Y, DOU L M, WANG C B, et al. Microseismic precursory characteristics of rock burst hazard in mining areas near a large residual coal pillar: a case study from Xuzhuang coal mine, Xuzhou, China[J]. Rock mechanics and Rock Engineering, 2016, 49: 4407-4422.
- [15] CAO A Y, DOU L M, CAI W, et al. Case study of seismic hazard assessment in underground coal mining using passive tomography[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2015, 78: 1-9.
- [16] 窦林名, 何学秋. 采矿地球物理学[M]. 北京: 中国科学文化出版社, 2002: 23-26.



井广成,曹安业,奚林名,等.煤矿褶皱构造区冲击矿压震源机制[J].煤炭学报,2017,42(1):203-211.doi:10.13225/j.cnki.jccs.2016.0951

Jing Guangcheng, Cao Anye, Dou Linming, et al. Focal mechanism of rockburst in folded region in coal mine [J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(1): 203-211. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2016.0951

## 38 煤矿褶皱构造区冲击矿压震源机制

井广成<sup>1,2,3</sup>, 曹安业<sup>1,2,3</sup>, 奚林名<sup>3</sup>, 王常彬<sup>1,2,3</sup>, 刘志刚<sup>1,2,3</sup>, 吴芸<sup>1,2,3</sup>

(1. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116; 3. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116)

**摘 要:** 为对褶皱构造区冲击矿压震源机制的有效分析, 基于震源机制矩张量反演方法, 在优化震动波远场位移及破裂面产状求解方法的基础上, 对甘肃华亭矿区砚北煤矿 250204 工作面回采期间冲击矿压震源破裂类型、破裂面产状及视应力等地震学参量进行系统分析, 揭示了砚北煤矿褶皱构造区冲击矿压震源机制。研究表明: 工作面回采扰动影响下, 褶皱构造区冲击矿压震源破裂类型以拉张破裂为主, 其矩张量以非双力偶部分占主导, 表现为水平挤压构造应力、超前支承压力共同作用下煤岩体的应力释放; 震源破裂面产状有明显分化趋势, 小倾角( $<35^\circ$ )震源破裂面走向多垂直工作面推进方向, 而大倾角( $>35^\circ$ )震源破裂面走向多平行于工作面推进方向且倾向实体煤一侧; 褶皱构造区冲击矿压震源辐射能量和地震矩基本分布在一包络线内, 随震源辐射能量增大, 其地震矩大小分布更加集中; 通过震源视应力计算, 得到了回采扰动下工作面及其周边应力演化情况, 与冲击矿压震源时空分布及巷道冲击显现结果基本吻合。

**关键词:** 褶皱构造; 冲击矿压; 震源机制; 矩张量; 视应力

中图分类号: TD324 文献标志码: A 文章编号: 0253-9993(2017)01-0203-09

### Focal mechanism of rockburst in folded region in coal mine

JING Guang-cheng<sup>1,2,3</sup>, CAO An-ye<sup>1,2,3</sup>, DOU Lin-ming<sup>3</sup>, WANG Chang-bin<sup>1,2,3</sup>, LIU Zhi-gang<sup>1,2,3</sup>, WU Yun<sup>1,2,3</sup>

(1. School of Mines, China University of Mining & Technology, Xuzhou 221116, China; 2. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education, China University of Mining & Technology, Xuzhou 221116, China; 3. State Key Laboratory of Coal Resource and Mine Safety, China University of Mining & Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** Exploitation in longwall 250204 at Yan-bei coal mine within fold region had led to the occurrence of very high seismic activity, where 50 rockbursts took place from April 2011 to May 2013. To determine the cause of rockburst in fold region, the research employed the method of seismic moment tensor inversion which provides the parameters of focal mechanism (percentage share of its components: isotropic, uniaxial compression or tension, shear component; trend and dip of nodal planes, etc.) based on the analysis of geological and mining conditions. The test showed that the type of ruptures were all distinguished as tensile failure which represented that the stress-release of loaded coal and rock mass was caused by the multi-effect of horizontal tectonic stress and abutment pressure. The joints occurrence of ruptures had an obvious tendency of differentiation, and the trends of ruptures with dip angle below  $35^\circ$  were almost normal to the advancing direction of working face, while the other ruptures with angle above  $35^\circ$  were more or less parallel to advancing direction. The seismic moment and radiated energy of rockbursts were all distributed in an envelope,

收稿日期: 2016-07-09 修回日期: 2016-10-31 责任编辑: 常琛

基金项目: 国家自然科学基金面上资助项目(51674253); 国家重点研发计划资助项目(2016YFC0801403); 江苏高校优势学科建设工程资助项目(SZBF2011-6-B35)

作者简介: 井广成(1989—), 男, 山东滕州人, 硕士研究生。E-mail: guangchengjing@126.com

and the value of seismic moment had an obviously distributing center with radiated energy growth. The distribution of apparent stress was consistent with the actual situation of mined area which high-stress region concentrated in the axial part of syncline structure.

**Key words:** fold; rockburst; focal mechanism; moment tensor; apparent stress

煤矿地下开采打破了煤岩体原始平衡状态,尤其在复杂褶皱构造环境中,受构造应力影响,易诱发冲击矿压事故。如抚顺矿务局老虎台矿、甘肃华亭砚北煤矿、陕西彬长胡家河煤矿等均处于褶皱构造发育区域,在工作面推进至褶曲轴部前后,矿震数量和能级倍增,导致巷道严重破坏和人员伤亡。

相关研究表明,构造型冲击事故是采矿活动与区域构造应力综合作用的结果,不仅与煤岩强度参数、采掘区域应力重新分布有关,还与构造应力分布相关。目前国内对褶皱构造区冲击矿压事故分析主要集中在现场数据调研和数值模拟方面,如贺虎等<sup>[1]</sup>通过研究褶曲构造区冲击矿压震源时空演化特征,对向背斜轴部矿震频次、能量和频谱特征进行了系统分析,为预测构造区冲击矿压提供了一定理论依据;陈国祥等<sup>[2]</sup>采用 FLAC 数值模拟软件反演了褶曲的形成过程及应力演化规律,分析了褶曲不同部位的应力状态;姜福兴等<sup>[3]</sup>通过分析微地震监测到的构造活化现象,将构造控制型冲击矿压分为增压型和减压型两类。尽管如此,目前对褶皱构造区冲击矿压孕育机理的研究仍不甚明晰。

高能量矿震活动源自高应力环境下的煤岩体破裂<sup>[4]</sup>,其破裂过程可由震源机制参数描述,随着煤矿矿震台网的建立和完善,以及矩张量反演理论的发展,利用矿震数据反演矿震震源机制的方法得到了较快发展<sup>[5-6]</sup>,如曹安业等<sup>[7-8]</sup>理论比较分析了煤岩体在剪切、拉伸等破裂模式下的应力降及应变能释放特征,揭示了采动影响下煤岩体不同破裂模式下的冲击危险差异,并对采场顶板破断型震源机制进行了分析;柴金飞等<sup>[9]</sup>对某磷矿异常矿震事件展开系统分析,通过判识震源破裂类型、破裂面方位初步确定了突水危险区域范围;Krystyna 等<sup>[10-11]</sup>基于矩张量反演方法对工作面回采过程中冲击震源进行了系统分析,初步确定了工作面复合应力场分布特征;Krystyna 等<sup>[12]</sup>对某煤矿工作面回采期间冲击矿压震源机制展开研究,得出覆岩变形及采场煤岩体应力集中程度是巷道冲击破坏的主要影响因素。

虽然如此,现有矩张量反演方法及其结果判别中仍有矿震远场位移识别不精确,矩张量分解物理意义不明确、适用性有限等缺点。为此,本文以华亭矿区砚北煤矿为研究背景,以褶皱构造区开采的 250204

工作面为例,在优化震动波远场位移及破裂面产状求解方法的基础上,对褶皱构造区冲击矿压震源矩张量、破裂面方位、破裂类型等细观参数及地震矩、视应力等地震学参量进行系统分析,并结合冲击震源与工作面相对空间位置等宏观参数判识砚北煤矿褶皱构造区冲击矿压震源机制。

## 1 矿震震源机制矩张量反演原理

### 1.1 震动波远场位移求解优化

砚北煤矿已安装 SOS 微震监测系统,采用单分量速度记传感器,根据弹性波理论及位移表示定理<sup>[13]</sup>可以得出震源远场位移:

$$u_p = \frac{\gamma_3 \gamma_i \gamma_j}{4\pi\rho v_p^2 r} \dot{M}_{ij} \left( t - \frac{r}{v_p} \right) \quad (1)$$

式中,  $v_p$  为 P 波传播速度;  $r$  为震源到微震记录仪的距离;  $\rho$  为岩石密度;  $\gamma_i$  为震源至微震记录仪的震动波射线对应于各坐标轴的分量,即  $\gamma_i = (x_i - x_{0i}) / r$  ( $x_i$  为微震记录仪各坐标分量,  $x_{0i}$  为震源各坐标分量,  $i = 1, 2, 3$ );  $M_{ij}$  为作用于震源的矩张量。

由于 P 波比 S 波的传播速度快,传感器先接收到单纯的 P 波(含有少量背景噪声),而后接收到的 S 波中可能含有部分 P 波成分,较为复杂,故本文主要利用 P 波波数数据进行反演。另外,因传感器距震源远近不同,仅通过 P 波初振幅值计算其远场位移误差较大,而矿震波形低频振幅计算无需任何源模型假设,且矿震波形双对数频率域振幅在低频部分是相对平直的常数,大小正比于地震标量矩,因此本文采用矿震波形低频位移幅值表示煤岩破裂的远场位移。

受井下复杂工程环境影响,应力波在传播过程中会产生一定衰减,因此在计算波形远场位移前需要对波形进行衰减修正,首先采用傅里叶时频变换将时间-振幅谱转化为频率-振幅谱:

$$A^{\text{new}}(f) = A(f) \exp\left(\frac{\pi f D}{v Q}\right) \quad (2)$$

其中,  $A(f)$  为时域速度谱;  $f$  为相应频率;  $v$  为 P 波速度;  $Q$  为衰减因子。

相比于地震监测,煤矿震源到传感器一般较近,可视为近震源观测情况,在波形衰减修正的基础上,可用 Brune 圆盘模型<sup>[14]</sup>计算波形震源参数,求解低频段位移:

$$D_0^2(f) = \frac{v_0^2(f)}{(2\pi f)^2} \quad (3)$$

$$S_{V_2} = 2 \int_0^\infty V_0^2(f) df \quad (4)$$

$$S_{D_2} = 2 \int_0^\infty D_0^2(f) df \quad (5)$$

$$u_p = \lambda \sqrt{\frac{4S_{D_2}^{3/2}}{S_{V_2}^{1/2}}} \quad (6)$$

其中  $V_0^2(f)$  为考虑自由面影响乘以 1/4 的修正速度功率谱;  $D_0^2(f)$  为对应的位移功率谱;  $\lambda$  为坐标分量上 P 波初动方向, 取值 1 或 -1;  $u_p$  为波形低频位移。

### 1.2 震源破裂类型及破裂面产状求解

确定震源事件矩张量后, 可以对其进行分解进而确定震源破裂类型。相关研究表明<sup>[15-16]</sup>, 矩张量可分解为各项同性 (MISO)、补偿线性矢量偶极子 (MCLVD) 以及双力偶 (MDC) 3 个部分, 其中: 补偿线性矢量偶极子主要表征单轴压缩破坏和拉张破坏, 具体表现为发生在高静水压力区域及保护煤岩柱区域的岩体破坏; 双力偶部分主要描述剪切破裂, 具体表现为巷道顶板破断及发生在断层区域的大能量矿震。如式 (7) 所示, 通过计算双力偶部分所占比例可定量确定震源破裂类型<sup>[10]</sup>。

$$\begin{cases} \text{PDC} \geq 60\% & \text{剪切破裂} \\ \text{PDC} \leq 40\% & \text{拉张破裂} \\ 40\% < \text{PDC} < 60\% & \text{混合破裂} \end{cases} \quad (7)$$

震源事件矩张量蕴含信息丰富, 对其进行进一步分析可获得震源破裂面产状。根据 Aki 和 Richards 的理论<sup>[17]</sup>, 震源矩张量可用破裂面位置与运动矢量表示为

$$M_{ij} = uS [\lambda v_k n_k \delta_{ij} + \mu (v_i n_j + v_j n_i)] \quad (8)$$

式中  $i, j, k$  为空间坐标系下的 3 个方向;  $M_{ij}$  为矿震矩张量形式;  $u$  为破裂面运动方向的位移量;  $S$  为破裂面表面积;  $\lambda$  和  $\mu$  为拉梅常数;  $v$  为破裂面运动方向,  $v_i, v_j, v_k$  表示破裂面运动矢量在各坐标系方向上的分量;  $n$  为破裂面法向方向。

将式 (8) 矩张量本征值化可得到破裂面运动方向  $n$  和法向方向  $v$  与矩张量最大、最小特征值 ( $M_1$  和  $M_3$ ) 对应特征矢量的关系:

$$n = \sqrt{\frac{M_1 - M_2}{M_1 - M_3}} e_1 + \sqrt{\frac{M_2 - M_3}{M_1 - M_3}} e_3 \quad (9)$$

$$v = \sqrt{\frac{M_1 - M_2}{M_1 - M_3}} e_1 - \sqrt{\frac{M_2 - M_3}{M_1 - M_3}} e_3 \quad (10)$$

式中  $e_1, e_2, e_3$  分别为矩张量的最大、中间和最小特征值对应的特征矢量, 满足  $e_1 \perp e_2 \perp e_3$ 。根据破裂面法向方向的空间矢量可以得到破裂面的几何方程表

达式, 进而可以确定破裂面产状。

### 1.3 震源信息的地震学参量

视应力表征单位地震矩上地震释放能量的大小, 它和煤岩层断裂速度、断面驱动力、断面摩擦力及滑动停止条件等多种因素有关<sup>[18]</sup>。相比于应力降, 视应力物理意义比较明确, 计算结果也更加稳定, 本文主要通过分析冲击矿压震源视应力空间分布特征研究采场及其周边应力分布演化情况, 其计算方法<sup>[19]</sup>如下:

$$M_0 = \left( \frac{\sum M_i^2}{2} \right)^{1/2} \quad (11)$$

$$\sigma_{\text{app}} = \mu \frac{E_s}{M_0} \quad (12)$$

式中  $M_0$  为地震矩;  $M_i$  为震源矩张量本征值;  $\sigma_{\text{app}}$  为视应力;  $\mu$  为震源介质剪切模量;  $E_s$  为地震波辐射能量。

## 2 工程背景

### 2.1 砚北煤矿褶皱构造分布

如图 1 所示, 甘肃华亭矿区砚北煤矿地处六盘山东麓, 所处地质构造位于鄂尔多斯地块 (陕甘宁盆地) 西南缘, 因长期受南西—北东向以及东西向的挤压作用, 经燕山运动后煤田构造形态基本定形, 为一个大体上呈北北西—南南东向展布的“S”型复式不对称向斜构造。

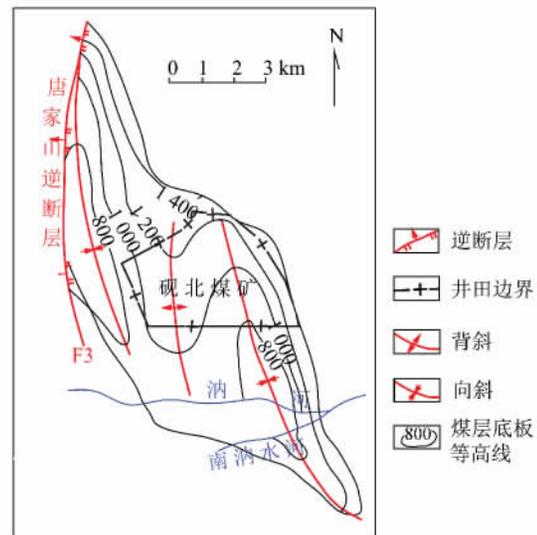


图 1 华砚煤田地质及矿区分布情况

Fig. 1 Geological condition and mining area distribution in Huayan Coalfield

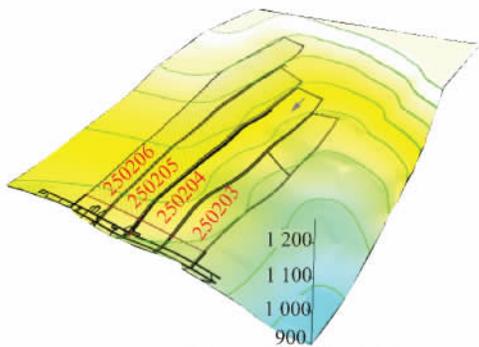
砚北煤矿地应力实测数据显示, 该区域最大主应力值介于 11.40~33.04 MPa, 最大主应力方向基本与

褶曲向背斜轴向方向垂直,与水平面夹角均小于 $18^\circ$ ,说明井田地应力中水平构造应力占据主导。同时根据煤岩冲击倾向性实测,砚北煤矿5号煤层属于III类,具有强冲击倾向性,部分区域原岩应力已接近甚至超过煤体强度极限,在回采扰动下,工作面具有较强冲击危险。

## 2.2 250204 工作面开采地质条件

砚北煤矿主采2502采区,地表平均标高1556 m,采区标高+1171~+860 m,南北走向约2600 m。2502采区5号煤层厚度18.2~54.5 m,平均31.0 m,采用分层综放采煤工艺,目前回采上分层,采高3.0 m,放煤高度9.0 m。

图2为2502采区工作面及覆岩分布情况,04综



(a) 砚北2502采区工作面分布

煤岩名称	柱状	厚度/m	岩性描述
油页岩		3.0	深灰色,中部夹薄层植物碎屑
细砂岩		12.2	灰白,深灰色以砂岩为主,往下料粒度较粗,而局部呈硬质砂岩,砂质泥岩呈深灰色
砂质泥岩		15.5	灰-深灰色致密,较坚硬,含砂量较低,层理明显,底部0.10 m细砂岩
细砂岩		12.5	细砂岩灰绿色,较致密,含植物碎屑,细砂岩局部为中砂岩,灰白色
砂质泥岩		16.8	灰白,深灰色以砂岩为主,往下料粒度较粗,而局部呈硬质砂岩,砂质泥岩呈深灰色
炭质泥岩		1.8	黑色,中夹3层煤线,总厚0.54 m
煤5		31.0	黑色,坚硬,块状,含黄铁矿较多,伪结构1.25(0.45)1.02(0.18)4.20(0.12)26.26,夹矸均为炭质泥岩
砾质粗砂岩		9.1	灰-灰白色,上部灰色,含泥质胶结多,向下渐变为灰白-白色,泥质胶结,砾径一般3~5 mm
砂质泥岩		8.2	灰绿色,粉砂岩,含泥质,具缓波状层理,砂质泥岩较致密,含植物化石碎片,下部具紫红色晕斑

(b) 2502采区覆岩分布

图2 砚北煤矿2502采区工作面及其覆岩情况

Fig. 2 Geologic and mining situation in the area of longwall 2502 in Yanbei Coalmine

放工作面自2011年4月开始回采,至2013年5月回采结束,在此期间共发生50起冲击矿压事件,图3为巷道冲击破坏情况,巷道变形严重,尤其以底板冲击显现为主。



(a) 巷道底板严重处



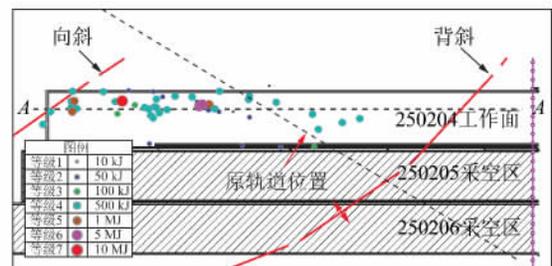
(b) 设备列车被推翻,管道被扯断

图3 巷道冲击破坏情况

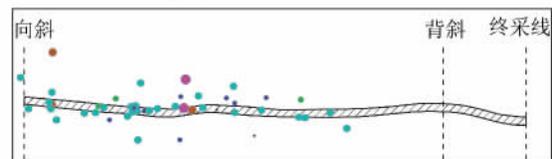
Fig. 3 Destruction status in roadway

## 2.3 冲击矿压震源时空演化规律

图4为250204工作面回采期间冲击矿压震源(简称冲击震源)空间分布,表1为部分冲击震源参量统计,由图4可知:冲击震源主要分布在向斜轴部附近,且多定位于煤层中,高位覆岩及底板分布较少,工作面推进至背斜轴部后,冲击震源数量锐减甚至消失。



(a) 冲击震源水平面投影



(b) 冲击震源A-A剖面投影

图4 冲击震源空间分布

Fig. 4 Spatial distribution of rockburst source

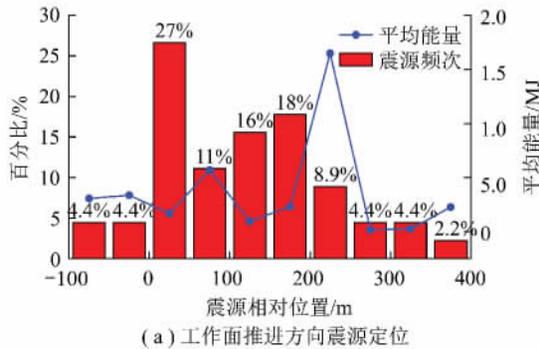
为进一步分析冲击震源空间位置及能量释放情况,本文从工作面推进方向和垂直方向展开统计分

析结果如图5所示,由图5可知震源事件主要分布

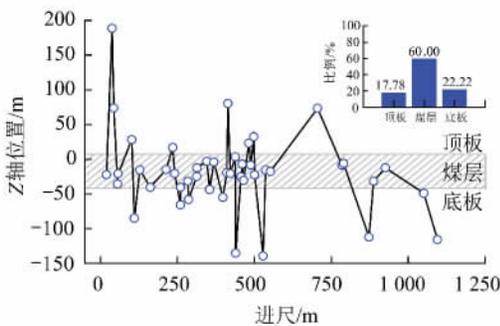
表1 部分冲击震源统计

Table 1 Statistics of some analyzed rockburst sources

序号	日期	X/m	Y/m	Z/m	能量/MJ
1	2011-05-01	5 652.4	6 154.6	1 074.5	0.577
2	2011-05-11	5 645.2	6 194.4	1 282.6	0.819
3	2011-05-18	5 447.7	6 196.2	1 060.8	5.30
4	2011-06-07	5 650.2	6 233.3	1 121.0	0.316
5	2011-06-10	5 634.0	6 164.7	1 012.2	0.395
6	2011-06-15	5 656.2	6 169.9	1 081.4	0.354
7	2011-07-21	5 305.3	6 167.3	1 052.1	0.453
8	2011-09-25	5 319.1	6 128.6	1 066.9	0.332
9	2011-10-07	5 307.6	6 201.9	931.3	0.214
10	2011-10-16	5 068.2	6 164.3	1 108.2	0.360
11	2011-10-24	5 047.5	6 235.8	1 062.3	0.488
12	2011-10-31	5 093.4	6 181.1	1 055.8	0.940
13	2011-11-19	5 125.7	6 176.3	1 060.5	1.12
14	2011-11-24	4 815.9	6 189.0	1 054.6	0.225
15	2012-02-15	4 927.0	6 204.1	1 149.8	0.315
16	2012-04-20	4 922.6	6 216.4	1 044.4	0.245



(a) 工作面推进方向震源定位



(b) 震源垂直方向定位

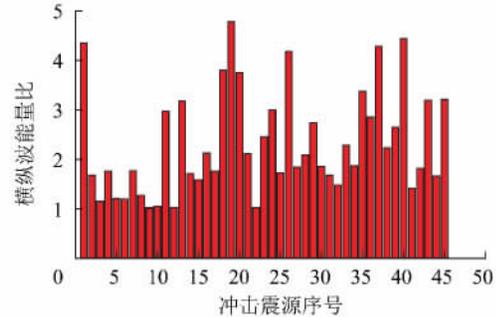
图5 冲击震源位置统计

Fig. 5 Location of rockburst sources

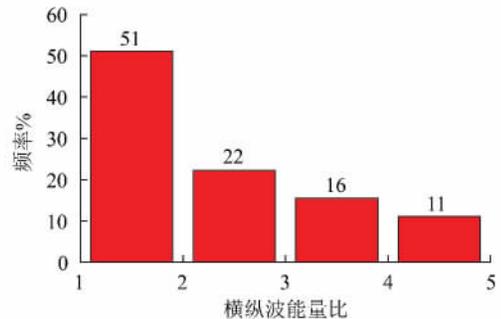
于回采工作面前方250 m范围内,且在工作面前方50 m范围内发生频率较大,占总事件的27%,冲击矿压释放能量在工作面前方50~100,200~250 m相对较大,分别达到0.57 MJ和1.65 MJ。在垂直方向上( $Z=0$ 为巷道顶板位置),震源主要分布在 $-75\sim+$

50 m范围内,60.00%冲击震源发生在煤层中,22.22%分布于煤层底板。可初步认为,工作面推进过程中超前支承压力是诱发巷道冲击的直接原因,在构造应力、侧向支承压力与超前支承压力共同作用下,工作面前方煤岩体在高静载环境下破裂,引发冲击矿压。

为初步判断250204工作面回采期间冲击震源破裂特征,本文对筛选的45起冲击震源波形的横纵波能量比( $E_s/E_p$ )<sup>[20]</sup>进行了统计分析(图6),如图所示,45起冲击震源的 $E_s/E_p$ 值均不超过5,且50%以上冲击震源 $E_s/E_p$ 值在2以下,基于此可初步判断250204工作面回采期间震源破裂类型以拉张破裂为主,这与地震、采动影响下的断层活化、厚硬覆岩剪切失稳及滑移失稳有明显区别。



(a) 横纵波能量比演化



(b) 横纵波能量比频率分布

图6 横纵波能量比演化及其频率分布

Fig. 6 Evolution and frequency distribution of  $E_s/E_p$

### 3 褶皱构造区冲击矿压震源机制分析

为进一步分析褶皱构造区冲击矿压震源机制,采用矩张量反演方法对震源波形开展定量分析。

#### 3.1 典型冲击矿压震源机制分析

图7为2011-11-24T22:16监测到的冲击矿压波形,该震源定位结果如图8所示,选择2,5,9,10,11,12,13,14,15九个通道波形数据进行矩张量反演,各通道波形低频段位移(远场位移)见表2。

进一步分析可知,该冲击震源MDC(双力偶部分)所占比例为2.76%,可判定该冲击震源以张拉破

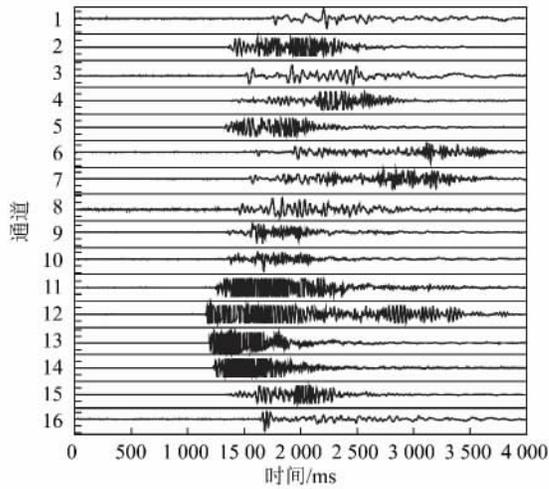


图7 典型冲击矿压震源波形

Fig. 7 Waveform of analyzed rockburst

裂为主,具体震源机制参数如图9所示。

### 3.2 褶皱构造区冲击矿压震源机制规律分析

#### 3.2.1 震源破裂类型

通过筛选矿震波形,本文对45起冲击矿压震源机制进行统计分析,如图10所示为震源矩张量各部分所占比例,MDC所占比例介于0.01%~27.64%,冲击震源全部表现为拉张破坏,图11为基于矩张量

反演得到的震源机制上半球投影。

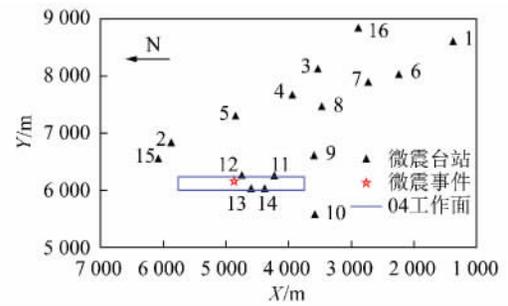


图8 震源事件相对位置示意

Fig. 8 Spatial distribution of the analyzed rockburst (pentagram) along with the seismic stations (triangles)

表2 各通道波形远场位移

Table 2 Far field displacement of each channel

通道	低频位移/ $\mu\text{m}$	通道	低频位移/ $\mu\text{m}$
2	-33.1	12	48.9
5	45.6	13	-49.5
9	35.0	14	-27.7
10	50.36	15	-41
11	-28.1		

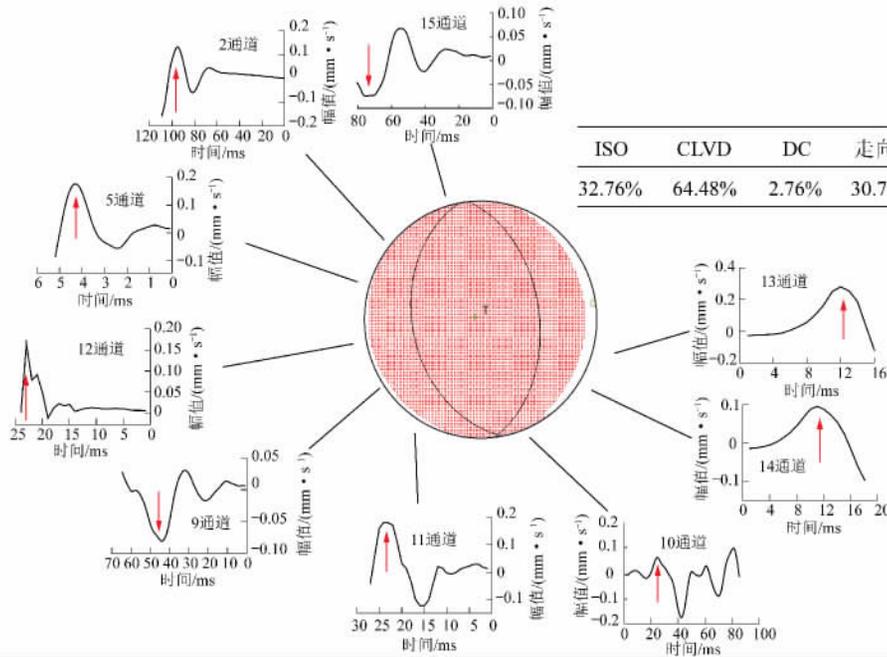


图9 震源球及通道波形示意(箭头表示P波初振方向)

Fig. 9 Focal mechanism of analyzed rockburst(the red arrow stands for initial vibration direction of P wave)

据前文所述,硯北煤矿实测地应力中水平构造应力占主导,发生在煤层中的冲击震源,接近90%定位于巷道底板煤层中,结合巷道冲击破坏情况,建立如图12所示褶皱构造区巷道破坏模型,主要表现为巷道底板煤层的拉张性破坏。

#### 3.2.2 震源破裂面产状

为方便统计,本文将冲击矿压震源破裂面产状由赤平极射投影表示,如图13所示,其破裂面产状存在明显分化趋势,绝大多数破裂面倾角较小(图中Poles-2倾角均小于 $35^\circ$ ,平均 $8^\circ$ ),震源破裂面走向

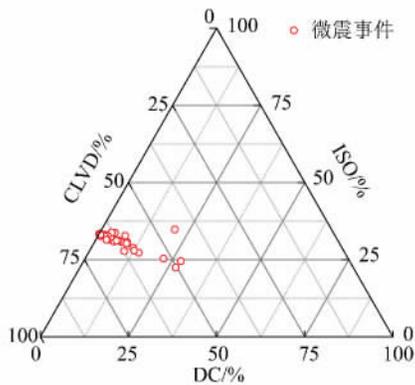


图 10 破裂参数统计

Fig. 10 Result of the focal mechanisms determination indicating crack type

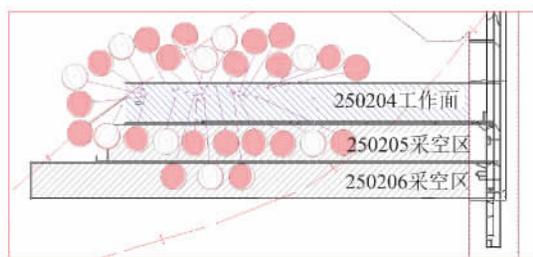


图 11 冲击矿压震源机制球统计

Fig. 11 Statistical result of rockburst focal mechanism described by beach balls

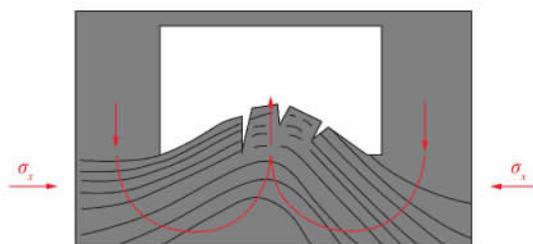


图 12 巷道底板煤层的张性断裂

Fig. 12 Extensional fracture in coal seam floor of roadway

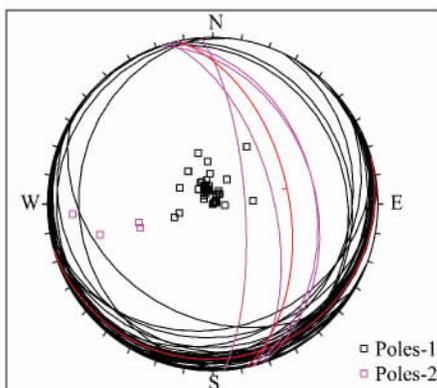


图 13 破裂面产状统计

Fig. 13 Statistical analysis of occurrence based on stereographic projection

WSW-ENE, 与工作面推进方向大致垂直; 同时, 也存在部分大倾角冲击震源(图中 Poles-1 倾角超过  $35^\circ$ , 平均  $52^\circ$ ) 其破裂面走向介于  $340^\circ \sim 350^\circ$ , 基本与工作面推进方向平行, 进一步分析可知, 大倾角冲击震源全部分布在煤层内, 位于工作面前方  $30 \sim 100 \text{ m}$  范围内, 加之震源靠近且破裂面倾向实体煤侧, 可以推断这与高应力环境下受载煤体向巷道自由面扩容有关。

### 3.2.3 褶皱构造区冲击矿压地震学参量分析

#### (1) 冲击矿压释放能量和地震矩的关系

大部分地震学者认为地震释放能量与地震矩成正比, 但目前对煤矿开采尺度下冲击矿压释放能量与其地震矩之间的关系还未有过相关研究, 以视北煤矿 250204 工作面回采期间冲击事件为例(图 14), 大能量冲击事件地震矩分布相对集中, 其释放能量  $E_s$  和地震矩  $M_0$  基本分布在一包络线内,  $\ln E_s = -8.8 + 24.6 \exp[-(\ln M_0 - 38.8)^2 / 121.68]$  ( $R^2 = 0.9$ )。

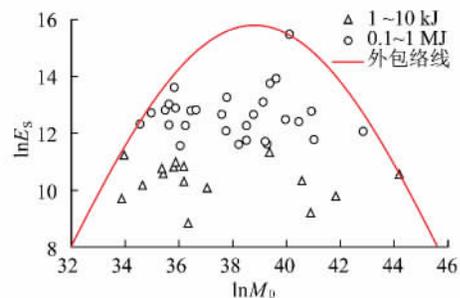


图 14 冲击震源释放能量与地震矩的关系

Fig. 14 Relation between rockburst energy and seismic moment

#### (2) 冲击震源视应力演化情况

早在 1970 年, Max Wyss 等用传统地震学方法计算了南美海沟系统的 37 个地震视应力, 后期 Choy GL 等利用 NETIC 和 CMT 结果, 估计了全球地震视应力分布; 夏永学等<sup>[21]</sup> 通过矿震波形分析及反演, 以视应力描述工作面超前支承压力分布特征, 视应力分布结果与工作面实际情况较吻合。

本文以工作面回采期间冲击矿压震源视应力描述构造应力和采动应力综合影响下工作面及其周边围岩的应力分布特征。为真实反映回采区域应力分布情况, 对视应力数值进行归一化处理式(13), 得到的工作面及其周边视应力演化如图 14 所示。

$$\sigma_i^* = \frac{\sigma_i - \min(\sigma)}{\max(\sigma) - \min(\sigma)} \sigma_k \quad (13)$$

其中  $\sigma_i$  为理论计算视应力结果;  $\sigma_k$  为实测地应力背景值;  $\sigma_i^*$  为归一化处理后应力值。

由图 15(a) 可知, 250204 工作面回采初期, 高视

应力区域主要集中在向斜轴部,最高值达到 24.0 MPa;工作面回采中期(图 15(b)),高视应力区域虽有所转移,但仍集中在向斜轴部与背斜轴部之间,视应力最高值达到 23.2 MPa;随着工作面回采远离向斜轴部(图 15(c)),构造应力对工作面影响相对降低,高视应力区域集中分布在推进面前后,此时

工作面超前支承压力开始占据主导,且最高视应力值降至 14.0 MPa。以上应力分布结果与实测情况基本吻合,水平构造应力在该区域原岩应力中占据主导,向斜轴部为高应力集中区域,近向斜区域冲击危险程度较高,随工作面推进远离向斜轴部,工作面冲击危险性有所降低。

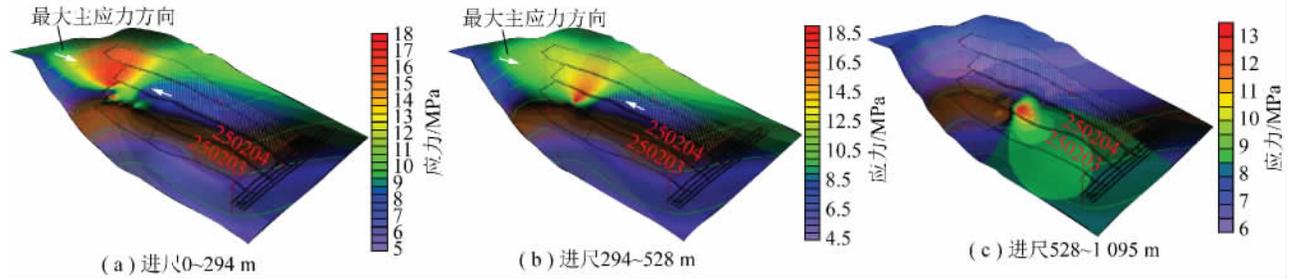


图 15 2502 采区视应力分布

Fig. 15 Apparent stress distribution in 2502 mining area

图 16, 17 为 50 起冲击矿压发生时间间隔及释放能量情况、巷道底臃量统计,由图可知,随工作面回采远离向斜轴部,冲击矿压发生时间间隔快速增大、释放能量快速减小、巷道底臃量逐渐降低,说明随工作面回采远离向斜轴部,煤岩体达到临界冲击应力的时间增长、冲击释放的能量减小、冲击破坏程度降低,工作面冲击危险性相对降低。冲击震源时空分布及巷道冲击显现结果与视应力分布情况较吻合,说明通过冲击震源视应力反演工作面应力分布具有一定可行性。

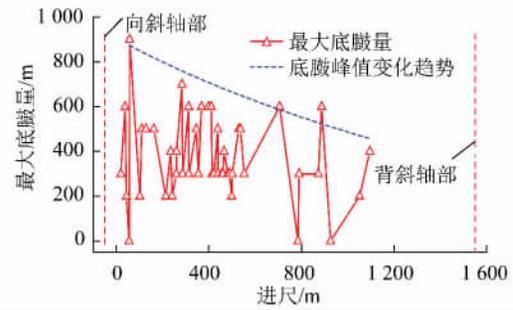


图 17 工作面底臃量统计

Fig. 17 Statistics of floor heave

面走向多垂直工作面推进方向,而大倾角( $>35^\circ$ )震源破裂面多倾向实体煤侧,且其走向多平行于工作面推进方向。

(3) 褶皱构造区冲击矿压震源辐射能量和地震矩基本分布在一包络线内,随震源辐射能量增大,其地震矩大小分布更加集中;通过冲击震源视应力统计,得到了工作面周边应力分布演化情况,与现场冲击震源时空分布及冲击显现结果拟合较好,说明通过冲击矿压震源视应力反演工作面应力分布具有一定可行性。

(4) 对褶皱构造区冲击矿压震源机制进行了初步探索,本文提出的褶皱构造区冲击矿压震源机制分析方法及其结果对类似褶皱构造环境中采掘扰动下煤岩体破坏特征、冲击矿压及其孕育机制的研究有一定参考价值。

#### 参考文献(References):

[1] 贺虎, 龚林名, 巩思源, 等. 高构造应力区矿震规律研究[J]. 中国矿业大学学报, 2011, 40(1): 7-13.  
He Hu, Dou Linming, Gong Siyuan, et al. Study of mining shock

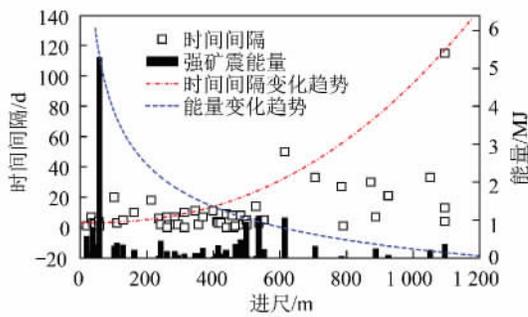


图 16 冲击矿压时间间隔、释放能量与工作面进尺的关系

Fig. 16 Relationships between rockburst occurrence time interval, rockburst energy and footage

## 4 结论和讨论

(1) 褶皱构造区工作面回采扰动下冲击矿压震源破裂类型全部表现为拉张破裂,主要表现为水平挤压构造应力作用下,高静载区域煤岩体的应力释放,该破裂类型明显区别于断层活化引起的煤岩体破裂,震源矩张量以非双力偶部分占主导。

(2) 受褶皱构造及工作面采动影响,冲击震源破裂面产状有明显分化趋势,小倾角( $<35^\circ$ )震源破裂

- in high tectonic stress zones[J].*Journal of China University of Mining and Technology* 2011 40( 1) : 7-13.
- [2] 陈国祥.最大水平应力对强矿震的作用机制及其应用研究[D].徐州:中国矿业大学 2009.  
Chen Guoxiang. Mechanism research of the maximum horizontal stress on rockburst and its application[M].Xuzhou: China University of Mining and Technology 2009.
- [3] 姜福兴,苗小虎,王存文,等.构造控制型冲击地压的微地震监测预警研究与实践[J].*煤炭学报* 2010 35( 6) : 900-903.  
Jiang Fuxing ,Miao Xiaohu ,Wang Chunwen ,et al.Prediction research and practice of tectonic controlled coal burst by microseismic monitoring[J].*Journal of China Coal Society* 2010 35( 6) : 900-903.
- [4] Drzewiecki J ,Kabiesz J.Dynamic events in roof strata-occurrence and prevention[J].*Coal Science & Technology Magazine* 2008( 1) : 55-58.
- [5] Megarr A.Energy budgets of mining-induced earthquake and their interactions with nearby stopes [J]. *Journal of Rock Mechanics and Mining Science* 2000 37: 437-443.
- [6] Luo X ,Hatherly P ,Wang S.Mapping of tensile failures in long-wall mining through new microseismic procedures [R]. Australia: Acarp Project 2001.
- [7] 曹安业,轰林名.采场顶板破断型震源机制及其分析[J].*岩石力学与工程学报* 2008 27( S2) : 3833-3839.  
Cao Anye ,Dou Linming.Analysis of focal mechanism caused by rupture of stope roof[J].*Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering* 2008 27( S2) : 3833-3839.
- [8] 曹安业,轰林名,江衡,等.采动煤岩不同破裂模式下的能量辐射与应力降特征[J].*采矿与安全工程学报* 2011 28( 3) : 350-355.  
Cao Anye ,Dou Linming ,Jiang Heng ,et al.Characteristics of energy radiation and stress drop in different failure modes of mining-induced coal-rock mass[J].*Journal of Mining and Safety Engineering* 2011 28( 3) : 350-355.
- [9] 柴金飞,金爱兵,高永涛,等.基于矩张量反演的矿山突水孕育过程[J].*工程科学学报* 2015 37( 3) : 267-274.  
Chai Jinfei ,Jin Aibing ,Gao Yongtao ,et al.Water inrush inoculation process in mines based on moment tensor inversion [J]. *Chinese Journal of Engineering* 2015 37( 3) : 267-274.
- [10] Stec K.Focal mechanisms of mine-induced seismic events an explanation of geomechanical process in the area of longwall 6 ,seam 510 in hard coal mine Bobrek-Centrum [J]. *Archives of Mining Sciences* 2002 57( 4) : 871-886.
- [11] Stec K.Geomechanical conditions of causes of high-energy rock mass tremors determined based on the analysis of parameters of focal mechanisms[J].*Journal of Sustainable Mining* ,2015 ,14( 1) : 55-65.
- [12] Krystyna Stec ,Jan Drzewiecki.Mine tremor focal mechanism: an essential element for recognizing the process of mine working destruction[J].*Acta Geophysica* 2012 60( 2) : 449-471.
- [13] Aki Keiiti ,Richards Paul G ,Quantitative Seismology.Theory and methods[M].San Francisco: W.H.Freeman ,1980.
- [14] Brune J N.Tectonic stress and spectra of seismic shear wave from earthquake[J].*Journal of Geophysics Research* ,1970 ,75( 136) : 4997-5009.
- [15] Knopoff L ,Randall M J.The compensated linear-vector dipole: A possible mechanism for deep earthquakes[J].*Journal of Geophysical Research Atmospheres* ,1970 ,75( 26) : 4957-4963.
- [16] Fitch T J ,Mccowan D W ,Shields M W.Estimation of seismic moment tensor from teleseismic body wave data with application to intraplate and mantle earthquakes [J]. *Journal of Geophysical Research Atmospheres* ,1980 85( B7) : 3817-3828.
- [17] Aki K ,Richards P G.Quantitative Seismology.2nd ed[M].Sausalito,CA: University Science Book.2002.
- [18] Zutani Y.Radiated energy from the mid Niigata Japan ,earthquake of October 23 ,2004 ,and its aftershocks [J].*Geophys. Res.* ,2005 , 32: L21313.
- [19] Silver P G ,Jordan T H.Optimal estimation of scalar seismic moment [J].*Geophys.J.Roy.Astr.Soc.* ,1982 70: 755-787.
- [20] 曹安业.采动煤岩冲击破裂的震动效应及其应用研究[D].徐州:中国矿业大学 2009.  
Cao Anye.Research on seismic effort of burst and failure of coal-rock mass associated with mining and its application[D].Xuzhou: China University of Mining and Technology 2009.
- [21] 夏永学,蓝航,毛德兵,等.基于微震监测的超前支承压力分布特征研究[J].*中国矿业大学学报* 2011 40( 6) : 868-873.  
Xia Yongxue ,Lan Hang ,Mao Debing ,et al.Study on the lead abutment pressure distribution based on microseismic monitoring [J]. *Journal of China University of Mining and Technology* ,2011 , 40( 6) : 868-873.





移动阅读

李安宁, 窦林名, 王正义, 等. 近直立煤层水平分段开采夹持煤体型冲击机理及防治[J]. 煤炭学报, 2018, 43(12): 3302-3308. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2018.0288

LI Anning, DOU Linming, WANG Zhengyi, et al. Rock-burst mechanism and prevention of clamping coal in mining near-vertical coal seam with horizontal slice method[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(12): 3302-3308. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2018.0288

## 39 近直立煤层水平分段开采夹持煤体型冲击机理及防治

李安宁<sup>1,2,3</sup>, 窦林名<sup>1,2</sup>, 王正义<sup>1,2</sup>, 解嘉豪<sup>1,2</sup>, 王永忠<sup>4</sup>

(1. 中国矿业大学 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 3. 陕西陕煤榆北煤业有限公司, 陕西 榆林 719300; 4. 窑街煤电集团有限公司三矿, 甘肃 兰州 730080)

**摘 要:** 针对目前近直立特厚煤层水平分段开采条件下动力灾害发生的现状, 综合运用理论分析、数值模拟等研究方法, 分析了顶底板和煤体三者形成的结构并建立力学模型, 认为近直立煤层在顶底板两侧均受到支承压力的夹持挤压, 正是这种夹持力构成了冲击力源, 经过力学推导, 得出表征力源集中程度和发展趋势的关系式。采用数值模拟方法分析了开采后夹持煤体的应力分布特征, 对理论分析进行了验证。结果表明: 从工作面水平直至下方约 70 m 深度的煤体出现了应力集中现象, 夹持煤体的增压区才是发生动力灾害的直接危险源。基于分析结果, 在工作面巷道进行顶底板预裂和煤体卸压爆破等原有卸压措施的基础上, 提出在夹持煤体中掘进爆破卸压巷的防治方案, 为近直立特厚煤层水平分段开采冲击灾害防控提供借鉴。

**关键词:** 近直立特厚煤层; 水平分段开采; 夹持煤体; 冲击矿压

中图分类号: TD324 文献标志码: A 文章编号: 0253-9993(2018)12-3302-07

### Rock-burst mechanism and prevention of clamping coal in mining near-vertical coal seam with horizontal slice method

LI Anning<sup>1,2,3</sup>, DOU Linming<sup>1,2</sup>, WANG Zhengyi<sup>1,2</sup>, XIE Jiahao<sup>1,2</sup>, WANG Yongzhong<sup>4</sup>

(1. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining Ministry of Education of China, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 2. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 3. Shanxi Coal Group Yubei Coal Co., Ltd., Yulin 719300, China; 4. No.3 Coal Mine, Yaojie Coal-electricity Co., Ltd., Lanzhou 730080, China)

**Abstract:** According to the present situation of dynamic disaster under the conditions of horizontal slice mining of near-vertical and extremely-thick coal seam, the structures of roof, floor and coal were analyzed, and the mechanical model was established. The near vertical coal seam is clamped by the support pressure on both sides of roof and floor, the force source of clamping pressure which might result in rock burst was analyzed, and its expression of concentration degree and development trend was obtained by mechanical model solution. The stress distribution characteristics of the clamping coal were analyzed by numerical simulation and the theoretical analysis was verified. The results show that the stress concentration phenomenon occurs in the coal body from the level of the working face to about 70 m depth below. The pressurized area of the clamping coal is the direct hazard of rock-burst. Based on the analysis results, the prevention and control scheme of the rock-burst was put forward, which is to develop a heading for blast de-stressing.

**Key words:** near-vertical coal seam; horizontal sectional mining; clamping coal; rock-burst

收稿日期: 2018-03-04 修回日期: 2018-06-11 责任编辑: 韩晋平

基金项目: 国家重点研发计划资助项目(2016YFC0801403); 江苏省重点研发计划资助项目(BE2015040); 国家自然科学基金重点资助项目(51634001)

作者简介: 李安宁(1993—), 男, 山西沁县人, 硕士研究生。E-mail: laningcumt@126.com

通讯作者: 窦林名(1963—), 男, 青海平安人, 教授, 博士生导师。E-mail: lmdou@cumt.edu.cn

急倾斜特厚煤层在我国甘肃、新疆及南方部分矿区均有分布。近直立煤层属于急倾斜煤层的一种特殊赋存条件,倾角为 $85^{\circ}\sim 90^{\circ}$ ,其最常见的开采方式为水平分段开采。这种开采方法采出煤量多,采场周围应力集中程度更高,甚至会出现动力冲击现象,例如在新疆乌东煤矿、甘肃窑街煤矿和华亭煤矿。目前对 $45^{\circ}\sim 60^{\circ}$ 的急倾斜煤层冲击地压发生机理的研究较多,石平五首先认识到急斜特厚煤层水平分层开采上覆岩层活动的复杂性,提出了急斜特厚煤层水平分段开采顶煤和围岩平板破坏模型和跨层拱结构力学模型,揭示了覆岩结构失稳和对工作面矿压影响的独特性<sup>[1-2]</sup>。鞠文君等<sup>[3-4]</sup>建立了急斜煤层基本顶沿倾斜方向悬臂梁断裂的力学模型,推导出基本顶岩层悬臂梁能量表达式。一些学者以新疆乌东煤矿为研究背景,对更大倾角的急斜甚至近直立煤层水平分段开采的冲击机理进行了研究。蓝航建立了近直立特厚煤层水平分段开采两侧采空岩柱的外伸梁力学模型,分析了采空岩柱对煤体的撬杆效应<sup>[5]</sup>。杜涛涛等基于数值模拟方法研究了近直立煤层上采下掘期间不同相向距离的应力演化规律和影响范围及冲击地压致灾过程<sup>[6-7]</sup>。刘旭东等从乌东煤矿地质构造、煤岩体赋存结构、岩体岩性、开采布局、开采强度等方面对近直立特厚煤层冲击地压的致灾因素进行了详细分析<sup>[8]</sup>。杨磊等研究表明:近直立特厚煤层水平分段开采围岩运动受采掘扰动影响主要集中在开采水平及以下范围,在开采水平及以下范围的水平应力分布呈类似马鞍形<sup>[9-10]</sup>。郝育喜等研究表明:近直立煤层开采应力集中主要分布在开采水平以下 $30\sim 90\text{ m}$ ,在开采水平以下 $50\text{ m}$ 处煤层及其顶板应力集中程度达到最大,应力集中系数达到 $3.1$ <sup>[11]</sup>。来兴平等建立急倾斜工作面顶板的受力力学模型,研究了急斜特厚煤层综放工作面顶板的变形特征,采用现场调查、理论分析、数值模拟、物理模型试验和现场监测等方法,揭示采动应力畸变致诱动力灾害机理,并综合分析了乌东煤矿急斜煤岩体动力失稳特征时空演化规律<sup>[12-14]</sup>。专家学者对急倾斜煤层水平分段开采的冲击机理做了较多研究,但很少考虑顶板和底板共同形成对煤体的夹持挤压作用。

## 1 研究背景

三矿胶带斜井是窑街煤电集团公司所属主力生产矿井之一,井田位于甘肃省兰州市红古区窑街,其中七采区开采煤层为煤2层,煤层倾角约 $85^{\circ}$ ,厚度约 $40.4\text{ m}$ ,属近直立特厚煤层。

工作面按综采放顶煤设计,工作面长度基本与煤

厚相同,平均采放高约 $21.1\text{ m}$ 。进风巷沿煤层底板布置、回风巷沿煤层顶板布置,如图1所示。基本顶为油页岩及砂岩互层,基本底为砂岩,均为坚硬岩层。目前回采工作面覆盖层厚度为 $514.0\sim 388.6\text{ m}$ ,下方为深部未开采区。在工作面回采过程中矿压显现强烈,板炮、煤炮声频发,巷道底臃,锚杆锚索失效,工作面大片支架超过其额定工阻,已经影响到了矿井安全高效生产。以三矿七采区近直立煤层为研究背景,基于梁假设建立顶、底板夹持煤体力学模型,推导煤体所受夹持力的力学表达式。利用FLAC<sup>3D</sup>数值模拟对夹持煤体理论进行验证,得到夹持煤体增压区的范围,对解危措施的设计和和实施提供指导。

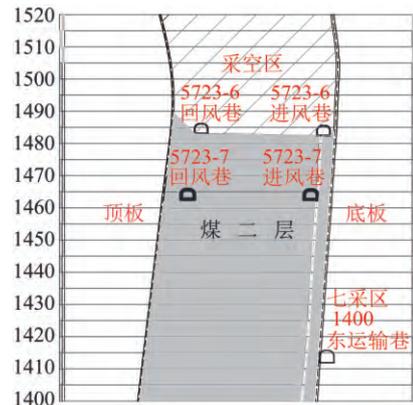


图1 工作面剖面

Fig. 1 Sectional view of working face

## 2 近直立特厚煤层分段开采力学分析

### 2.1 顶、底板夹持煤体结构

通过水平分段开采将煤体不断采出,采空区顶、底板岩梁如同夹持在煤体两侧的悬臂梁,水平应力通过顶、底板形成作用于煤体两侧的支承压力,使得煤体处于一种被支承压力夹持挤压的状态(图2)。煤体在应力集中区受力特征复杂,易达到静载极限状态,并向惟一的自由面(工作面水平)释放弹性能。或聚集在煤体中的弹性能与矿震(夹持岩梁破断、断层活化或采空区散体大范围运移等)相互叠加,导致煤岩体系统失稳破坏,引起冲击动力灾害,即高水平挤压应力主导,动载诱发<sup>[15-16]</sup>。因此,静载即煤体所受的夹持力(两侧支承压力)是研究重点。

### 2.2 力学模型

在未开采煤体下方两侧形成的采动应力区,会对煤体造成挤压,同时煤体会产生抵抗应力作用于两侧岩梁,这是大小相同方向相反的作用力与反作用力,现将顶板侧岩梁简化为倾角 $\alpha$ ( $85^{\circ}\sim 90^{\circ}$ )的悬臂梁AD进行力学分析,A点为固定端可定义为固定铰支座,将煤体对侧向支承压力的抵抗力用一集中力代替

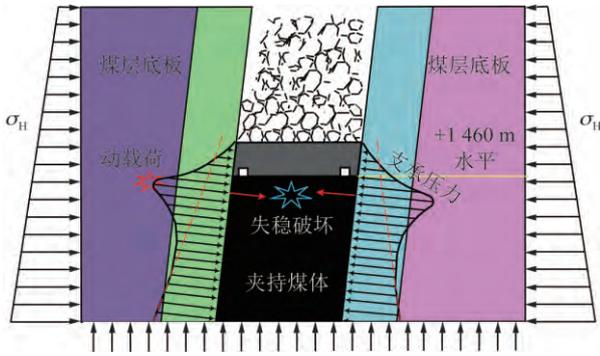


图2 夹持煤体结构

Fig.2 Structure of clamping coal

并作用于悬臂梁某一点  $B$ , 该点定义为可动铰支座。水平方向对岩梁的挤压作用力可表示为最小和最大线载荷分别为  $q_1$ 、 $q_2$  (水平地应力)。

固定端  $A$  至  $B$  点的竖直距离为  $h$ , 至悬臂梁顶端  $D$  的竖直距离为  $H$ , 自身重力为  $G$  作用于中点  $C$ 。为便于计算, 将  $A$  点固定支座用水平应力  $F_x$ 、垂直应力  $F_y$  和力矩  $M_A$  代替表示。将  $B$  点处的可动铰支座用煤体抵抗力  $F$  代替表示, 如图 3 所示, 建立力学平衡方程:

$$\sum F_x = 0 \Rightarrow \sum F_x = F \sin \alpha - \frac{H}{2}(q_1 + q_2) \quad (1)$$

$$\sum F_y = 0 \Rightarrow \sum F_y = G - F \cos \alpha \quad (2)$$

$$\sum M = 0 \Rightarrow \sum M_A = F \frac{h}{\sin \alpha} - G \frac{H}{2 \tan \alpha} - \frac{H^2}{6}(2q_1 + q_2) \quad (3)$$

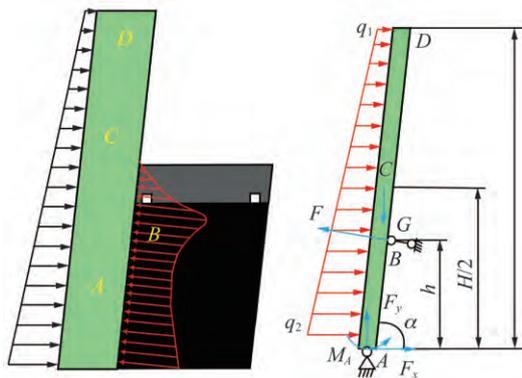


图3 顶板夹持梁力学模型

Fig.3 Clamping beam mechanics model of roof

以上的 3 个力学方程中含有 4 个未知量 ( $F_x$ ,  $F_y$ ,  $M_A$  和  $F$ ), 属于一次超静定问题, 将可动铰支座解除后其相容条件是  $B$  点挠度为 0, 为能顺利求解, 引入相容方程:

$$w_B = 0 \quad (4)$$

$AB$  段梁的弯矩方程可得

$$M_x = F_y \cos \alpha x - F_x \sin \alpha x + M_A - F_T L_T \quad (5)$$

$F_T$  和  $L_T$  分别为图 4 所示  $AB$  段梁中  $A$  到  $X$  点范围内梯形载荷的集中力及其对  $X$  点的力矩, 式中  $x \in (A \sim B)$ 。

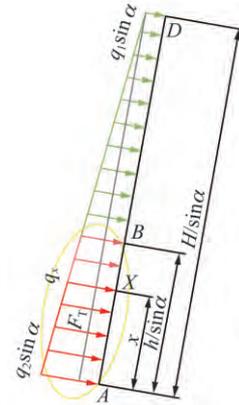


图4 梯形载荷

Fig.4 Ladder load

根据三角形相似性原理可求得  $q_x$ , 再根据梯形载荷的集中作用力和形心位置即可求得  $F_T$ 、 $L_T$ 。

$$q_x = \left[ q_2 \left( \frac{H}{\sin \alpha} - x \right) + q_1 x \right] \frac{\sin^2 \alpha}{H} \quad (6)$$

$$F_T L_T = \frac{q_2 \sin^2 \alpha x^2}{3} - \frac{\sin^2 \alpha (q_2 - q_1) x^3}{6H} \quad (7)$$

将式 (1) ~ (3), (7) 代入式 (5) 得到  $AB$  段梁的弯矩方程:

$$M_x = \left[ G \cos \alpha - F + \frac{h \sin \alpha (q_1 + q_2)}{2} \right] x + \frac{Fh}{\sin \alpha} - \frac{GH}{2 \tan \alpha} - \frac{H^2 (2q_1 + q_2)}{6} - \left[ \frac{q_2 \sin^2 \alpha x^2}{3} - \frac{\sin^2 \alpha (q_2 - q_1) x^3}{6H} \right] \quad (8)$$

根据卡氏第二定理, 线弹性杆件的应变能  $V_\epsilon$  对于作用在该杆件上的某一载荷之变化率, 等于与该载荷相应的位移。而在梁的  $B$  点处挠度为  $w_B$ , 力为  $F$ , 因此有

$$\omega_B = \frac{\partial V_\epsilon}{\partial F} = \int_0^{\frac{h}{\sin \alpha}} \frac{M_x}{EI} \frac{\partial M_x}{\partial F} dx \quad (9)$$

$$\frac{\partial M_x}{\partial F_B} = \frac{h_0}{\sin \alpha} - x \quad (10)$$

将式 (8), (10) 代入式 (9) 求积分, 并考虑  $w_B = 0$ , 即可求出关于煤体对顶板抵抗力  $F$  的表达式:

$$F = \frac{(3H - 2h) G \cos \alpha}{4h} + \frac{H^2 \sin \alpha (2q_1 + q_2)}{4h} + \frac{q_2 H}{12} - \frac{(q_2 + q_1) h \sin \alpha}{4} - \frac{(q_2 - q_1) h^2}{40H} \quad (11)$$

$F$  的大小反应了靠近顶板侧煤体中局部应力的集中程度,随着采深的增加,岩梁固定端  $A$  至  $B$  点的距离  $h$  减小,岩梁暴露长度增大致使  $G$  也增大,最终导致  $F$  增大,同样将煤体对底板挤压的抵抗力简化为  $F'$ ,作用于底板悬臂梁  $B'$  点,如图 5 所示。

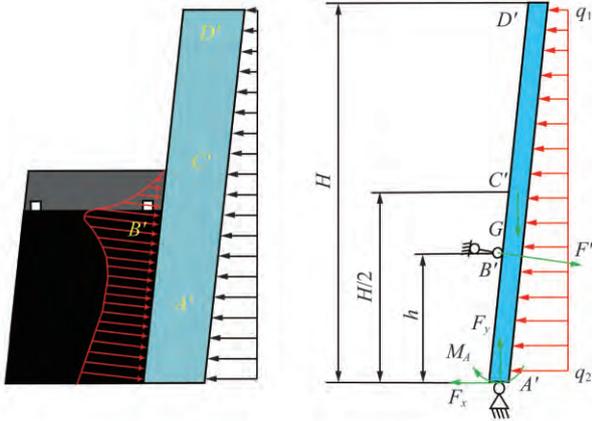


图 5 底板夹持梁力学模型

Fig. 5 Clamping beam mechanics model of floor

与顶板侧计算过程相同,可得出关于煤体对底板抵抗力  $F'$  的表达式:

$$F' = \frac{H^2 \sin \alpha (2q_1 + q_2)}{4h} - \frac{(3H - 2h) G \cos \alpha}{4h} - \frac{(q_2 + q_1) h \sin \alpha}{4} - \frac{(q_2 - q_1) h^2}{40H} + \frac{q_2 H}{12} \quad (12)$$

当煤层不是完全直立,而是存在一定角度时,底板侧煤体局部集中力  $F'$  比顶板侧集中力  $F$  略小,因为底板侧岩梁的重力  $G$  会抵消一部分水平地应力。当煤层倾角  $\alpha = 90^\circ$  时,  $F$  与  $F'$  则相等:

$$F = F' = \frac{H^2 (2q_1 + q_2)}{4h} + \frac{q_2 H}{12} - \frac{(q_2 + q_1) h}{4} - \frac{(q_2 - q_1) h^2}{40H} \quad (13)$$

随着采深增加( $H$  不变  $h$  减小),顶、底板对煤体的夹持挤压力  $F$  与  $F'$  会相应增加,发生冲击显现的概率也相应提高,因此可根据  $F$ 、 $F'$  的大小和变化来判断煤体所受夹持挤压应力的集中程度和发展趋势。

### 2.3 夹持媒体力学状态

近直立煤层的形成必然与区域构造应力场有关,因此需从水平主应力入手研究其冲击矿压的发生机理。水平构造应力和煤岩体重力在泊松效应下所产生的附加水平应力叠加,通过顶、底板形成作用于煤体两侧的夹持力,将在两侧夹持力影响范围内的煤体作为研究对象并将夹持煤体划分为 4 个分区,如图 6 所示。

煤体自由面向下一定范围内为松散区,受采动影

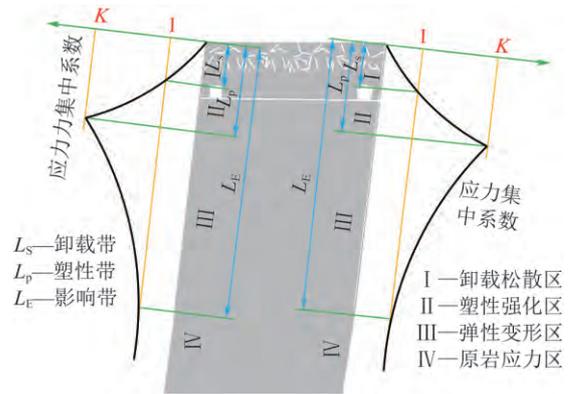


图 6 夹持煤体力学状态分区示意

Fig. 6 Clamping coal mechanics state partition

响严重,煤体破碎裂隙贯通发育,承压能力骤降,处于峰后末端,工作面顶煤大致处于该区域,有利于本阶段工作面顶煤的放出。松散区下边缘至支撑压力峰值位置为塑性区,该区域煤体已发生塑性变形和破碎,但由于受到两侧较高支撑压力的挤压作用,保持了一定的连续性且具有一定承载能力,是发生冲击的敏感区域,无动载扰动也极易失稳发生冲击。支撑压力峰值位置至原岩应力的过渡区域为弹性区,是主要的储能区,具有较高的弹性能且承载能力强,是发生冲击的潜在区域,在矿震(顶板破断、断层活化滑移等)叠加作用下,积聚的高能量释放,发生冲击危险。位于煤体下方深部为原岩应力区,该区域煤体的应力和应变基本不受工作面回采的影响,为原始应力、应变状态。

## 3 近直立特厚煤层分段开采数值分析

### 3.1 数值计算模型的建立

为模拟近直立特厚煤层分段开采中顶、底板夹持煤体的应力分布特征,以窑街三矿七采区 5723-7 工作面地质条件为基础,建立 FLAC<sup>3D</sup> 数值模型,如图 7 所示。

因笔者是从倾向剖面入手研究,故模型长宽高尺寸为 250 m × 30 m × 250 m,按照 85° 煤层倾角建立。网格长宽高尺寸设定为 2 m × 2.5 m × 2 m,共计 151250 个。在模型顶端施加 9 MPa 均匀载荷,约为 360 m 岩体垂直应力,侧压系数取 2,在两侧施加梯形压应力并限定  $x$  方向位移。

模型中煤层及其顶底板岩层物理力学性质参数见表 1,采用 Mohr-Coulomb 破坏准则,初始位移和速度均按 0 计算。

表 1 数值模型各部分物理力学参数

Table 1 Physico-mechanical parameters of numerical



图7 近直立煤层数值模型

Fig.7 Numerical model of near-vertical coal seam

厚度/m	密度/( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	摩擦角/( $^{\circ}$ )
	2 600	6.00	4.20	3.00	32
20	2 590	10.40	2.75	9.20	40
18	2 980	7.79	4.00	8.40	41
6	2 590	10.40	2.75	9.20	40
13	2 890	5.52	2.20	12.46	29
3	2 980	7.79	4.00	8.40	41
50	1 328	1.00	0.40	2.80	30
5	2 980	7.79	4.00	8.40	41
9	2 434	6.90	2.10	2.30	35
32	2 570	7.40	3.82	8.50	41
30	2 890	5.52	2.20	12.46	29
	2 600	6.00	4.20	3.00	32

现场煤层厚度大且在地表有露头,煤体采出后的空间很大,部分自然垮落的顶底板会形成搭接结构,这些较大的块体结构与散体等组成了采空区的充填结构,稳定性差且动态性强,随着工作面不断回采,这些松散破碎体会发生运移滑动。这部分散体对顶底板的夹持虽然有一定的反支撑作用,但是相对于工作面下方实体煤的支承压力就显得极小且分布不均匀,作用位置也不易确定。而地表沉陷坑充填层土料量较少且松散,对顶底板夹持挤压的支撑反力作用可以忽略,并且这些散体参数性质也无法明确。目前工作面采深约480 m,开采水平对应模型高度为130 m,为便于分析最大水平主应力分布,将模型该高度以上煤体一次性开挖,并将采空区视为无充填空间。

### 3.2 数值计算结果及分析

模型开挖后采场周围的水平主应力分布呈现一种“哑铃形”分布,正是因为采动应力作用在煤体上,导致煤体应力分布集中,顶、底板两侧应力分布逐渐分散。如图8所示。

未采出的煤体由于受到顶、底板岩层的挤压夹持,应力分布则较为集中。第7分段的开采水平为

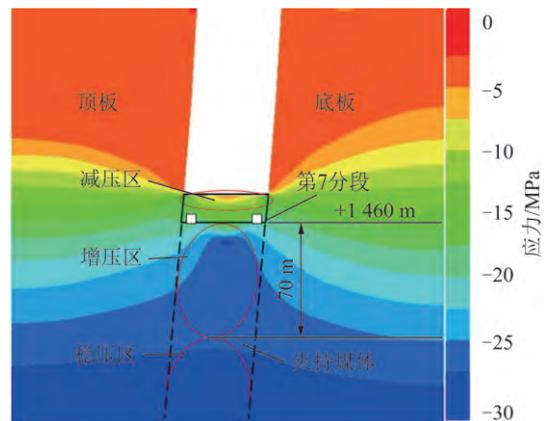


图8 夹持煤体水平主应力分布

Fig.8 Horizontal stress distribution of clamping coal

+1 460 m,由图8可以看出工作面顶煤体的水平应力降低,处于支承压力的峰后末端,为破碎减压区,而在工作面开采水平的位置,煤体的水平应力未发生较大变化,判断该位置大致处于极限平衡区内的破碎区与塑性强化区交界处的稳压位置,因此也说明20 m的分段开采高度是合理的。工作面水平下方煤体便出现了应力集中,直至下方约70 m深度才过渡到稳压

区。数值计算的结果基本与理论分析的结果一致,夹持煤体的增压区才是发生动力灾害的直接危险源,如果被顶、底板夹持挤压的煤体静载超过自身所能承受的应力极限或者在顶、底板破断产生的动载能量的诱发下就会发生冲击显现。随着采深的加大,增压区范围也相应增加,因此需要从降低煤体夹持效应的角度出发进行重点防治。

#### 4 动力灾害防治

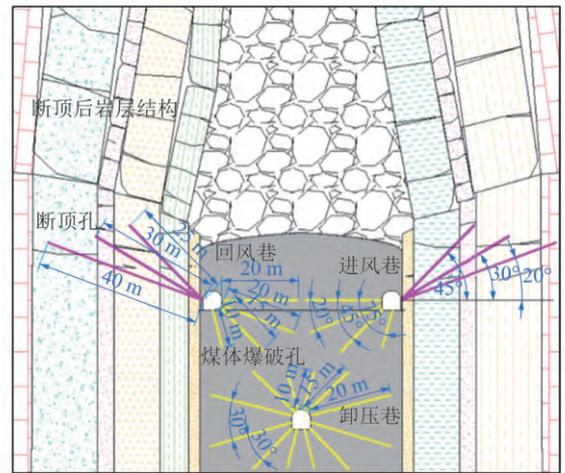
目前,在窑街三矿七采区近直立煤层工作面回采过程中,配合顶底板预裂爆破、煤体水平孔和下斜孔爆破的冲击防控措施,矿压显现得到一定缓和。

(1) 顶、底板预裂爆破:随着采深增加,岩层悬臂梁长度也相应增加,煤体受到的夹持力也更高,同时顶、底板岩层易达到极限弯矩发生断裂形成动载荷。基于这一原理,对三矿七采区近直立工作面采用深孔爆破卸压技术,即在每一分层进、回风巷超前工作面 30 m 处,按 20 m 间距向顶、底板钻孔进行爆破,人为地使岩层破断产生离层甚至垮落,可以减小顶、底板的悬露长度,切断水平应力的传递路径,减弱被夹持煤体内的应力集中程度,减小悬臂长度可以降低其弹性能,降低破断时冲击载荷能量。顶、底板爆破后,其破碎松散体可以使采空区的充填程度更高,形成缓冲垫层。

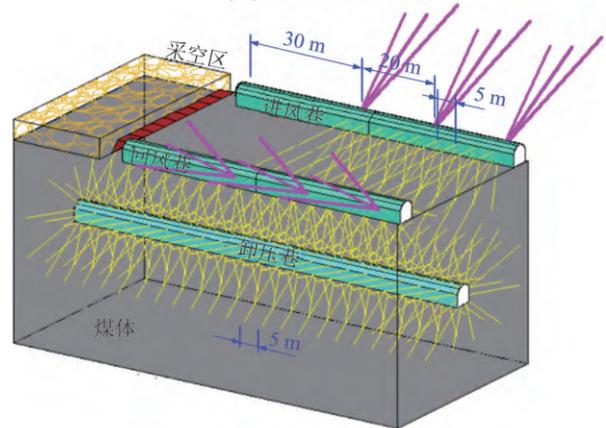
(2) 煤体卸压爆破:回采过程中,在工作面回风巷和工作面运输巷超前工作面 30 m 布置煤体爆破钻孔组,每组为 1 个平孔和 3 个下斜孔,可使工作面下方约 10 m 范围内处于塑性强化区的煤体充分卸压。

这 2 种防控方案的具体实施参数和施工位置是针对该矿七采区近直立煤层冲击矿压分区分级划分结果并结合具体回采过程对微震、钻屑法、矿压监测结果及现场效果的分析,对相应的防治措施进行调整后提出的,如图 9 所示。

根据近直立煤层顶底板和煤体 3 者形成的结构及受力情况进行的力学分析和数值分析的结果,就目前的开采水平,煤体增压区范围大约是工作面水平下方 70 m 范围,这部分区域是发生冲击的潜在危险源,就目前的防控措施还无法对这部分区域进行卸压,而三矿还存在  $\text{CO}_2$  突出特点(由于火成岩侵入,上一分段工作面原始吨煤  $\text{CO}_2$  含量高达  $15.47 \text{ m}^3/\text{t}$ ),现场在底板岩层中布置有  $\text{CO}_2$  抽放巷。为使防冲与防突结合,并根据研究结果提出将抽放巷布置于夹持煤体的增压区进行煤体卸压爆破的“一巷两用”方案。即在工作面中部下方 40 m 位置补充掘进一条爆破卸压巷,对下方一定深度的夹持煤体进行爆破处理,每一



(a) 解危方案剖面



(b) 解危方案3视图

图 9 冲击矿压防控方案

Fig. 9 Prevention and control plan of rock-burst

排爆破孔为 10, 15, 20 m 三种共 12 个按角度  $30^\circ$  均匀布置到巷道四周,如图 9 所示。卸压抽放巷的具体位置及周边爆破孔的参数是本着能均匀分布于下斜孔未能达到的增压区的原则设计的,这样便能保证本分段甚至下一分段工作面的安全回采,具体的位置和参数还需在现场实施过程中逐步调整优化。该巷道的掘进必须与爆破卸压同时进行,随掘随爆、同时设计、同步实施,以免造成人为冲击危险。

#### 5 结 论

(1) 近直立煤层分段开采过程中,水平主应力通过顶、底板形成作用于煤体两侧的夹持力,将夹持煤体进行力学分区后,判断塑性强化区为发生冲击的敏感区,弹性区储存大量弹性能为潜在危险区,两者共同组成夹持煤体的高应力区。经推导的表征夹持力的力学公式表明:随着采深增加,煤体所受夹持应力的集中程度会更高,更易发生动力灾害。

(2) 数值分析表明:水平主应力的集中主要出现在夹持煤体开采水平以下一定范围内,验证了支承压

力作用于煤体两侧使其应力产生集中,明确了工作面下方夹持煤体的增压区才是发生动力灾害的直接危险源。

(3) 根据理论分析、数值分析的结果并结合矿井实际,在顶底板预裂爆破、煤体水平孔和下斜孔爆破这些原有冲击防控措施的基础上,补充了在夹持煤体中掘进一条巷道用于煤体卸压和 CO<sub>2</sub> 抽放的“一巷两用”防治方案。

#### 参考文献(References):

- [1] 石平五,高召宁.急斜特厚煤层开采围岩与覆岩破坏规律[J].煤炭学报,2003,28(1):13-16.  
SHI Pingwu,GAO Zhaoning.The failure laws of surrounding rocks and overlying bed in the steep special thickness seam mining[J].Journal of China Coal Society,2003,28(1):13-16.
- [2] 石平五,张幼振.急斜煤层放顶煤开采“跨层拱”结构分析[J].岩石力学与工程学报,2006,25(1):79-82.  
SHI Pingwu,ZHANG Youzhen.Structural analysis of arch of spanning strata of top coal caving in steep seam[J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2006,25(1):79-82.
- [3] 鞠文君,李文洲.急斜特厚煤层水平分段开采基本顶断裂力学模型[J].煤炭学报,2008,33(6):606-608.  
JU Wenjun,LI Wenzhou.Fracture mechanical model of main roof along inclined for full-mechanized top-coal caving in steep extra-thick coal seam[J].Journal of China Coal Society,2008,33(6):606-608.
- [4] 鞠文君,李前,魏东,等.急倾斜特厚煤层水平分层开采矿压特征[J].煤炭学报,2006,31(5):558-561.  
JU Wenjun,LI Qian,WEI Dong,et al.Pressure character in caving steep-inclined and extremely thick coal seam with horizontally grouped top-coal drawing mining method[J].Journal of China Coal Society,2006,31(5):558-561.
- [5] 蓝航.近直立特厚两煤层同采冲击地压机理及防治[J].煤炭学报,2014,39(S2):308-315.  
LAN Hang.Rock-burst mechanism and prevention in mining sub-erect and extremely-thick coal seam with horizontal slicing method[J].Journal of China Coal Society,2014,39(S2):308-315.
- [6] 杜涛涛,陈建强,蓝航,等.近直立特厚煤层上采下掘冲击地压危险性分析[J].煤炭科学技术,2016,44(2):123-127.  
DU Taotao,CHEN Jianqiang,LAN Hang,et al.Analysis on mine pressure bump of near vertical ultra thick seam with upper layer mining and lower layer excavation[J].Coal Science and Technology,2016,44(2):123-127.
- [7] 杜涛涛,李康,蓝航,等.近直立特厚煤层冲击地压致灾过程分析[J].采矿与安全工程学报,2018,35(1):140-145.  
DU Taotao,LI Kang,LAN Hang,et al.Rock burst process analysis in steeply-inclined extremely-thick coal seam[J].Journal of Mining & Safety Engineering,2018,35(1):140-145.
- [8] 刘旭东.近直立特厚煤层水平分层冲击地压治理效果分析[J].煤矿开采,2017,22(1):88-90.  
LIU Xudong.Analysis of rock burst control effect in horizontal slice of extra thick coal seam nearly vertical[J].Coal Mining Technology,2017,22(1):88-90.
- [9] 杨磊,蓝航.近直立特厚煤层水平分段开采围岩应力变化规律[J].煤炭科学技术,2015,43(7):25-29.  
YANG Lei,LAN Hang.Surrounding rock stress evolution law of sectional mining in nearly vertical ultra thick seam[J].Coal Science and Technology,2015,43(7):25-29.
- [10] 杨磊,蓝航,杜涛涛.特厚近直立煤层上覆煤柱诱发冲击地压的机制研究及应用[J].煤矿开采,2015,20(2):75-77.  
YANG Lei,LAN Hang,DU Taotao.Mechanism of rock-burst induced by overlying coal-pillar in extremely-thick and sub-erect coal-seam[J].Coal Mining Technology,2015,20(2):75-77.
- [11] 郝育喜,常博,王炯,等.近直立煤层地应力测试及围岩应力分布特征研究[J].煤炭科学技术,2016,44(4):5-9.  
HAO Yuxi,CHANG Bo,WANG Jiong,et al.Study on in-situ stress measurement and stress distribution of surrounding rock in sub-erect coal seam.[J].Coal Science and Technology,2016,44(4):5-9.
- [12] 来兴平,李云鹏,王宁波,等.基于梁结构的急斜煤层综放工作面顶板变形特征[J].采矿与安全工程学报,2015,32(6):871-876.  
LAI Xingping,LI Yunpeng,WANG Ningbo,et al.Roof deformation characteristics with full-mechanized caving face based on beam structure in extremely inclined coal seam[J].Journal of Mining & Safety Engineering,2015,32(6):871-876.
- [13] 来兴平,杨毅然,陈建强,等.急斜特厚煤层群采动应力畸变致诱动力灾害控制[J].煤炭学报,2016,41(7):1610-1616.  
LAI Xingping,YANG Yiran,CHEN Jianqiang,et al.Control of dynamic hazards induced by mining stress distortion in extremely steep and thick coal seams[J].Journal of China Coal Society,2016,41(7):1610-1616.
- [14] 来兴平,孙欢,单鹏飞,等.急斜特厚煤层水平分段综放开采覆层类椭球体结构分析[J].采矿与安全工程学报,2015,32(6):871-876.  
LAI Xingping,SUN Huan,SHAN Pengfei,et al.Overlying strata ellipsoid-style structure of horizontal section top-coal caving in steeply inclined and extra thick coal seam[J].Journal of Mining & Safety Engineering,2015,32(6):871-876.
- [15] 王正义,窦林名,王桂峰,等.锚固巷道围岩结构动态响应规律研究[J].中国矿业大学学报,2016,45(6):1132-1140.  
WANG Zhengyi,DOU Linming,WANG Guifeng,et al.Research on dynamic response of anchoring roadway surrounding rock structure[J].Journal of China University of Mining & Technology,2016,45(6):1132-1140.
- [16] 王正义,窦林名,王桂峰.动载作用下圆形巷道锚杆支护结构破坏机理研究[J].岩土工程学报,2015,37(10):1901-1909.  
WANG Zhengyi,DOU Linming,WANG Guifeng.Failure mechanism of anchored bolt supporting structure of circular roadway under dynamic load[J].Chinese Journal of Geotechnical Engineering,2015,37(10):1901-1909.



## 40 综放覆岩破断诱发冲击地压的防治方法与实践

李振雷<sup>1</sup>, 何学秋<sup>1</sup>, 窦林名<sup>2</sup>

(1. 北京科技大学 土木与资源工程学院, 北京 100083;

2. 中国矿业大学 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116)

**摘要:** 综合采用调研、理论分析、工程实践等方法, 研究了综放开采的覆岩运动特征、矿震扰动特征、冲击防治方法, 推导了覆岩破断能量释放特征, 给出了预裂断顶步距的确定依据. 结果表明: 综放开采的覆岩运动特征使其产生较分层开采更加强烈的矿震动载扰动, 是冲击地压的重要诱发因素之一, 通过合理预裂断顶来弱化矿震扰动是有效的冲击地压防治方法. 研究成果在现场得以应用, 显著减少了高能量矿震, 并避免了冲击的发生, 效果良好.

**关键词:** 冲击地压; 综放开采; 覆岩破断; 预裂断顶; 断顶步距

中图分类号: TD 324 文献标志码: A 文章编号: 1000-1964(2018)01-0162-10

DOI: 10.13247/j.cnki.jcumat.000799

### Control measures and practice for rock burst induced by overburden fracture in top-coal caving mining

LI Zhenlei<sup>1</sup>, HE Xueqiu<sup>1</sup>, DOU Linming<sup>2</sup>

(1. School of Civil and Resources Engineering, University of Science and Technology Beijing,

Beijing 100083, China; 2. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining of Ministry of Education,

China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

**Abstract:** By means of in situ investigation, theoretical analysis and engineering practice, the overburden movement, tremor disturbance and rock burst control measures in top-coal caving mining were studied. Also, the energy release of overburden fracture and the criterion for interval of roof pre-splitting were deducted. Results show that the tremor disturbance in top-coal caving mining which is one of the most important factors for rock burst occurrence is stronger than that in slicing mining due to its overburden movement characteristics. It is an effective rock burst control measure to weaken tremor disturbance by pre-splitting roof strata reasonably. The results were applied to field practice, and the method was effective in reducing tremors with high energy and eliminating rock burst occurrence.

**Key words:** rock burst; top-coal caving mining; overburden fracture; roof pre-splitting; pre-splitting interval

我国冲击灾害形势严峻,截至 2015 年,冲击矿井已达 177 座,遍布主要产煤区.冲击地压分布广泛,各种煤层厚度和采煤方法均记录有冲击地压的

发生,尤以厚煤层的冲击频次更高、致灾程度更严重.据不完全统计,自 2008 年以来我国典型矿井厚煤层开采已累计发生 700 余次冲击<sup>[1]</sup>,常造成巷道

收稿日期: 2017-05-10

基金项目: 国家重点研发计划项目(2016YFC0801408); 中国博士后科学基金资助项目(2017M610048); 中央高校基本科研业务费(FRF-TP-16-072A1); 国家自然科学基金重点项目(51634001)

通信作者: 何学秋(1961—),男,辽宁省辽阳市人,教授,博士生导师,工学博士,从事煤矿安全和安全科学理论与技术方面的研究.

E-mail: hexq@ustb.edu.cn Tel: 010-62333758

引用格式: 李振雷,何学秋,窦林名.综放覆岩破断诱发冲击地压的防治方法与实践[J].中国矿业大学学报,2018,47(1):162-171.

LI Zhenlei, HE Xueqiu, DOU Linming. Control measures and practice for rock burst induced by overburden fracture in top-coal caving mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2018, 47(1): 162-171.

与采场的瞬间大变形甚至闭合,而厚煤层以综放开采为主,因此,研究综放开采的防冲方法具有重要的理论和现实意义。

早在 20 世纪 90 年代我国多个煤矿便进行了利用综放开采减弱厚煤层冲击显现的相关工程实践,有效抑制了冲击的发生,如唐山矿、华丰矿、赵各庄矿、鹤岗矿区、老虎台矿等<sup>[2-4]</sup>。进入 21 世纪尤其近 10 a 来,随着开采深度增加、地质条件日趋复杂,我国多个矿区利用综放开采时仍然发生冲击,甚至冲击频次更高,如华亭矿区、义马矿区等。现有针对综放冲击地压的研究,主要采用理论分析<sup>[5]</sup>、数值模拟<sup>[6-7]</sup>、现场实测<sup>[1]</sup>、案例分析<sup>[8]</sup>以及多手段相结合的方法<sup>[3,9-11]</sup>,研究综放面的支承压分布、冲击影响因素<sup>[12]</sup>、冲击机制<sup>[13]</sup>等,研究对象主要为静载应力分布。实践表明冲击地压的发生还和矿震等动载扰动密切相关<sup>[14-18]</sup>,是动静载叠加作用的结果。因此,还需要对综放开采的动载扰动特征进行研究,以期找到更为有效的防冲方法。

本文重点研究了综放开采的覆岩破断运动,及其产生的矿震扰动特征,基于此研究了针对性的防冲方法,并在现场得以应用。

## 1 综放覆岩破断诱冲作用

煤层采厚和岩性决定覆岩“三带”分布状态<sup>[19]</sup>,关键层在“三带”中的位置决定其破断形式及破断后所能形成的结构形态。厚煤层综放采全厚与分层开采相比,其一次采出煤层厚度显著增大,导致垮落带高度增加,在同等覆岩赋存条件下,直接顶垮落后的破碎岩石一般远不能充满采空区,老顶及低位关键层破断后因回转下沉量较大而不能接触采空区垮落岩石,因而难以形成稳定的砌体梁结构,因此,综放开采的老顶及低位关键层往往以悬臂梁形式破断,使垮落带分为上部规则的坚硬岩层断裂岩块和下部杂乱无章的直接顶破碎岩石,而较高位关键层因回转下沉量逐渐减小而呈现出与分层开采相似的砌体梁式破断运动。文献<sup>[20]</sup>证实,在特大采高综采(采高 7.0 m)条件下,低位关键层可进入垮落带并以悬臂梁结构形式破断形成采场周期来压。

可见,对厚煤层同等赋存条件,采用综放与分层开采(图 1)的主要差异表现为:覆岩破断运动范围增大,低位关键层的破断运动由砌体梁式变为悬臂梁式,高位关键层的破断运动同为砌体梁式,但同一岩层的回转下沉量增大。

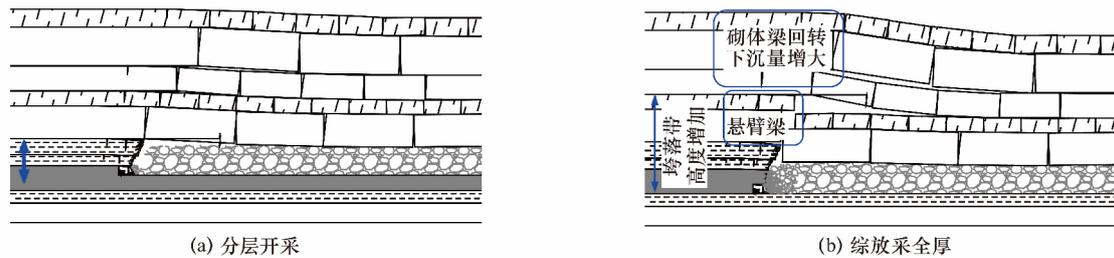


图 1 厚煤层采场覆岩运动及结构模型

Fig. 1 Overburden strata movement and structure model in the mining of thick coal seams

垮落带内关键层距离煤层较近,其破断运动对煤体冲击的影响更显著(图 2)。破断后岩块运动受采高、垮落带岩石碎胀系数、已断裂岩块垮落位置、岩块断裂长度等影响。图 2 显示:待断岩块破断后以一定的回转半径旋转,若采高小、岩石碎胀系数大、工作面后方破断岩块的垮落位置在推进方向上距待断岩块近、岩块破断长度大,则岩块破断后仅

需回转一定较小角度便可触及已断岩块而在断面处相互咬合形成铰接结构(图 2a);反之,则岩块破断后回转很大角度才能(或也不能)触及已断岩块,若最终回转角超过岩块形成平衡结构所能承受的极限,破断岩块便会失去平衡而直接垮落至采空区(图 2b~2d)。因此,综放开采垮落带内关键层破断后岩块的运动存在多种形式,不仅为直接垮落。

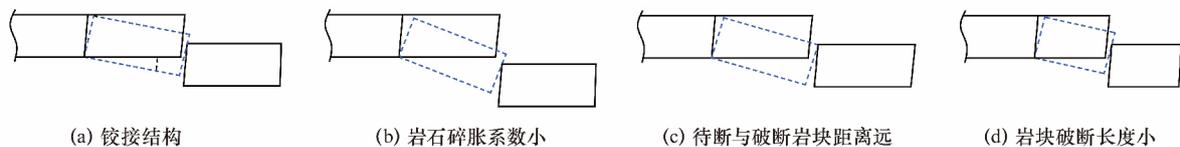


图 2 垮落带关键层破断岩块运动形式

Fig. 2 Movement modes of fractured rock blocks in key strata of caved zone

文献<sup>[21]</sup>通过大采高综采条件的物理模拟试

验证了大采高关键层悬臂梁破断后的运动形式

为多种. 综放区别于分层开采的覆岩运动特征表明, 综放覆岩破断可释放更多能量, 产生更强烈的矿震动载扰动, 当强烈的矿震扰动瞬间对巷道及采场煤体产生高应力和高能量输入时, 则可能造成煤体冲击. 对典型冲击矿井(包括跃进、兴安、峻德、南山)诱发冲击地压的矿震能量的统计结果如图 3.

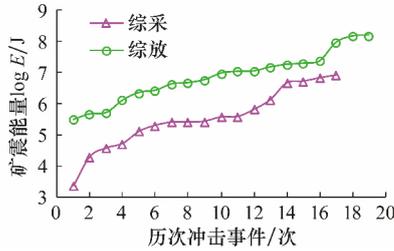


图 3 综放与综采诱发冲击的矿震能量对比  
Fig. 3 Energy of tremors induced rock bursts in fully mechanized mining and top-coal caving mining

由图 3 可知, 综放条件下诱发冲击的矿震能量总体上比综采高一个能级, 两者的诱冲矿震能量主要为  $10^6 \sim 10^7$  J 和  $10^5 \sim 10^6$  J, 表明综放可产生比综采条件下更强烈的矿震扰动. 因此推知, 综放冲击是在静载应力集中达到一定程度后受强烈动载扰动而发生的, 相对于分层综采, 综放的动载扰动在诱冲中的作用更为重要且必不可少.

## 2 覆岩破断诱冲的防治方法

由上述分析可知, 覆岩破断产生矿震动载扰动, 经煤岩体传播, 对采场和巷道周边煤体产生作用. 降低围岩动载扰动的途径主要有 2 种, 即控制动载源和改变传播介质属性, 实现的技术措施分别有深孔断顶爆破、顶板水力致裂<sup>[22]</sup>、切顶巷<sup>[23]</sup>, 以及煤岩体卸压爆破、煤层水力压裂等. 前 3 种措施需考虑的一个关键技术参数为断顶步距的合理确定, 这是本文的研究重点.

### 2.1 覆岩破断能量释放

#### 2.1.1 覆岩破断步距

综放条件下垮落带内关键层以悬臂梁破断, 其受力分析如图 4 所示.

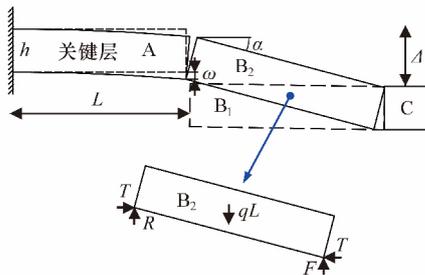


图 4 关键层悬臂梁破断与受力分析  
Fig. 4 Key strata fracture in the form of cantilever beam and analysis of force effect between blocks

图 4 中 A, B, C 为岩块编号;  $h$  为关键层厚度, m;  $L$  为破断步距, m;  $\omega$  为关键层破断前的弯曲挠度, m;  $\Delta$  为关键层回转下沉量, m;  $\alpha$  为岩块 B 回转角, ( $^\circ$ );  $q$  为承受的自身及外加均布载荷,  $N/m^2$ ;  $R$  为摩擦剪力, N;  $T$  为水平推力, N;  $F$  为破碎岩石提供的支撑力, N.

假定岩块 C 为直接垮落, 则岩块 B 破断后出现两种情况, 即直接垮落于采空区(即情况 1, 对应图 4 中  $B_1$ ), 或搭接在未破断岩块上(即情况 2, 对应图 4 中  $B_2$ ). 对情况 2, 岩块 A, B 间存在摩擦剪力作用.

以岩块 B 为对象分析, 则水平推力  $T$  主要依赖岩块右端已破碎岩石对岩块 B 的摩擦力, 该摩擦力取决于支撑力  $F$ , 而摩擦剪力  $R$  的大小取决于水平推力  $T$ , 岩块 B 的载荷  $qL$  通过摩擦剪力  $R$  和支撑力  $F$  来平衡. 假定岩块 B 与岩块 A 及破碎岩石之间的摩擦系数均为  $\tan \alpha$ , 则受力关系为

$$\begin{aligned} R + F &= qL, \\ T &\leq F \cdot \tan \varphi, \\ R &\leq T \cdot \tan \varphi \leq F \cdot \tan^2 \varphi. \end{aligned} \quad (1)$$

根据文献[24]的研究, 摩擦系数一般不会超过 0.85, 则由式(1)得  $R < qL/2 < F$ , 若粗略估算此种情况下的破断步距, 则不妨取  $R = qL/2$ .

岩块 A 未破断端受上下方岩层约束认为是固支, 在有限的极限跨距内其挠曲下沉量  $\omega$  相对于岩层厚度而言极小, 可认为岩块 A 受 A, B 间水平推力  $T$  作用而产生的挠度和弯矩很小, 可忽略, 岩块 A 的挠度和弯矩主要由其承受载荷  $qL$  和摩擦剪力  $R$  而产生. 因此可将岩块 A 简化为梁, 其力学模型如图 5 所示. 悬臂梁在固支端取得最大弯矩为

$$M_{\text{情况2}} = qL^2. \quad (2)$$

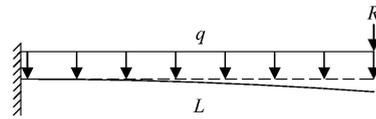


图 5 岩块 A 简化力学模型  
Fig. 5 Simplified mechanical model of rock block A

对情况 1, 也可简化为图 5 所示模型, 区别在于无摩擦剪力  $R$  的作用, 则最大弯矩为

$$M_{\text{情况1}} = qL^2/2. \quad (3)$$

梁在固支端上表面出现最大拉应力, 当该处拉应力超过其抗拉强度时, 梁在该处首先断裂, 即

$$\begin{aligned} \sigma &= My/I \leq R_t, \\ I &= bh^3/12. \end{aligned} \quad (4)$$

式中:  $y$  为该点距截面中性轴的距离, 取  $y = h/2$ , m;  $R_t$  为岩石抗拉强度, Pa;  $I$  为截面对中性轴的惯

性矩,  $m^4$ ;  $b$  为梁的宽度,  $m$ , 取  $b=1$   $m$ .

由式(2)~(4)可求得

$$L_{\text{情况1}} = h \sqrt{R_t/3q}, \quad (5)$$

$$L_{\text{情况2}} = h \sqrt{R_t/6q}.$$

需注意的是, 对情况 2, 上述计算考虑的岩块 B 对 A 施加的载荷比真实值大, 因而岩块 A 的真实破断步距比上述的计算值大, 但比情况 1 的计算值小. 若岩块 A 破断后继续形成一端搭接在未破断岩块上的类似结构, 则由于岩块 A 破断步距小于岩块 B, 其对未破断岩块施加的载荷将小于岩块 B 对 A 的载荷, 因而未破断岩块的破断步距将大于岩块 A 但小于岩块 B, 该结构如此反复, 使新破断岩块的破断步距在  $L_{\text{情况1}}$  和  $L_{\text{情况2}}$  之间, 直至新破断岩块直接垮落于采空区, 该结构消失.

### 2.1.2 覆岩破断能量释放

悬臂梁受均布载荷  $q$  和末端集中载荷  $R$  时的弯曲变形分别为

$$\omega_q = -\frac{qx^2}{24EI}(x^2 - 4Lx + 6L^2), \quad (6)$$

$$\omega_R = -\frac{Rx^2}{6EI}(3L - x).$$

梁的最大弯曲下沉量出现在末端, 分别为

$$\omega_{q-\max} = -\frac{qL^4}{8EI}, \quad (7)$$

$$\omega_{R-\max} = -\frac{RL^3}{3EI}.$$

由功的互等定理, 情况 1 和情况 2 两种方式下, 梁积聚能量分别为

$$U_{\text{情况1}} = \left| \int_0^L \omega_q q dx \right| = \frac{q^2 L^5}{20EI},$$

$$U_{\text{情况2}} = \left| \int_0^L (\omega_q + \omega_R) q dx \right| + \left| R(\omega_{q-\max} + \omega_{R-\max}) \right| = \frac{31q^2 L^5}{120EI}.$$

由式(5)和式(8)计算得到情况 2 和情况 1 两种情况下的破断步距之比约为 0.707, 释放能量之比约为 0.913, 可见, 情况 2 相对于情况 1 的破断步距和能量释放均减小, 即情况 2 产生的动载扰动相对较小.

### 2.2 断顶步距确定依据

大量现场统计结果<sup>[25]</sup>显示, 冲击地压发生时的最低矿震能量为  $1 \times 10^4$  J 以上, 且矿震能量越高, 发生冲击地压的可能性越大, 但不是每次高能量矿震都产生冲击地压, 而每次冲击地压都伴随产生矿震, 不论其能量级别. 图 6 为华亭矿区 2009—2011 年间发生的 393 次冲击地压与 86 492 次矿震

的关系示例, 亦印证了上述结果.

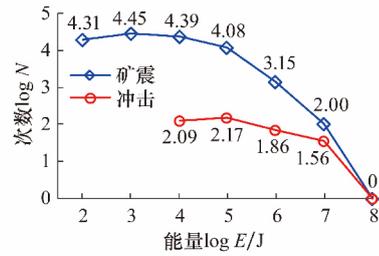


图 6 现场统计的华亭矿区各能级矿震与冲击的关系  
Fig. 6 Variation of rock burst frequency with tremor energy in Huating coalfield

微震监测的矿震能量一般为岩体破裂释放能量的  $\eta$  倍,  $\eta$  一般为  $0.1\% \sim 1.0\%$ <sup>[25]</sup>. 为避免因覆岩破断产生矿震而诱发冲击地压显现, 应通过处理顶板来降低覆岩破断的能量释放, 使产生的矿震能量在  $1 \times 10^4$  J 以下, 较为有效的措施是人工断顶. 根据以上分析, 断顶步距的确定依据为

$$\eta U < 10^4, \quad (9)$$

式中  $U$  为覆岩破断释放的能量, J. 对垮落带内关键层, 应为式(8)中的  $U_{\text{情况1}}$  或  $U_{\text{情况2}}$ .

断顶步距理论上越小越好, 但考虑到施工效率、工程量及成本投入等, 断顶步距可在满足式(9)的前提下取最大值.

## 3 覆岩破断诱冲的防治实践

### 3.1 工作面地质与开采条件

兴安矿 XA11-1 巷道布置、冲击显现位置及矿震空间分布如图 7 所示.

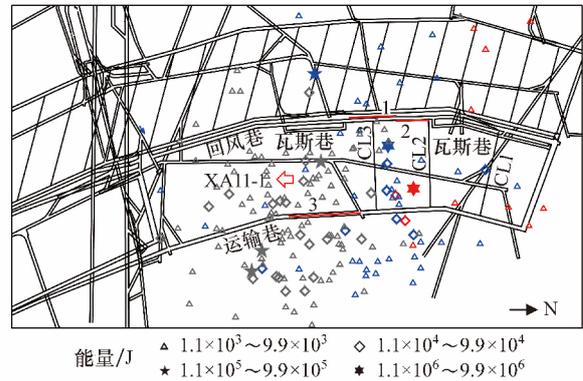


图 7 XA11-1 工作面巷道布置、冲击显现位置及矿震空间分布

Fig. 7 Roadway layout, rock burst locations and tremor distribution of panel XA11-1

图 7 中红色、蓝色、灰色符号分别代表 5-21, 6-26, 10-15 冲击前一个月的矿震分布; CL1, CL2, CL3 代表 5-21, 6-26, 10-15 冲击时工作面位置. 工作面采 11# 煤, 厚 4.3~8.2 m (平均 6.3 m), 倾角  $20^\circ \sim 25^\circ$  (平均  $23^\circ$ ), 埋深 600~680 m, 直接顶为约

9 m 厚细砂岩、较坚硬,基本顶为约 49 m 厚粗砂岩、坚硬,底板为约 25 m 厚细砂岩、坚硬.工作面长 1 250 m、宽 135 m,走向长壁综放一次采全厚,贴底板割煤高度 2.6 m,其余顶煤放落.回风巷侧为上段采空区,其余 3 面为实体煤;工作面北部区段煤柱宽 5~10 m,南部采用沿空掘巷、无煤柱.两巷沿底板布置,由于煤层倾角较大,巷道局部破底板岩石,其中回风巷冲击段底板破岩高度 1.0~

2.6 m(局部无底煤)、运输巷冲击段底板破岩高度 0.3~0.7 m(含少量底煤).

### 3.2 冲击显现及原因分析

#### 3.2.1 冲击显现情况

XA11-1 面自 2012 年 4 月 22 日回采以来共发生 3 次冲击地压,即 5-21,6-26,10-15 冲击.6-26 冲击之后工作面停采实施卸压治理,并于 9 月 14 日正式恢复生产,3 次冲击地压显现情况见表 1.

表 1 XA11-1 工作面冲击地压显现情况  
Table 1 Rock burst occurrence of panel XA11-1

冲击编号	时间	能量/J	破坏范围/m	破坏描述
5-21	2012-05-21T04:48	$4.60 \times 10^6$	超前 140~210	两帮移近 1.5~2.0 m,顶板下沉 1.0 m
6-26	2012-06-26T01:47	$4.19 \times 10^6$	超前 0~45	两帮移近 0.5~0.8 m,顶板下沉 1.2~1.4 m
10-15	2012-10-15T05:42	$3.02 \times 10^5$	超前 22~126	两帮移近 0.5~1.0 m,顶板下沉 1.0 m

#### 3.2.2 冲击前矿震演化规律

5-21、6-26、10-15 冲击前一个月的矿震总次数分别为 48、336、424 次,能量大于  $1 \times 10^4$  J 的矿震次数分别为 4、9、23 次,所占比例分别为 8.33%、2.68%和 5.42%.大部分矿震分布于本工作面及下

区段,其中 5-21 和 6-26 冲击前有一定比例的矿震分布于上段采空区(图 7,8),说明矿震的产生与覆岩破断密切相关,覆岩初次破断和周期破断之前产生矿震较少、而之后产生矿震较多,且回采初期容易引起上段采空区覆岩的“二次”破断运动.

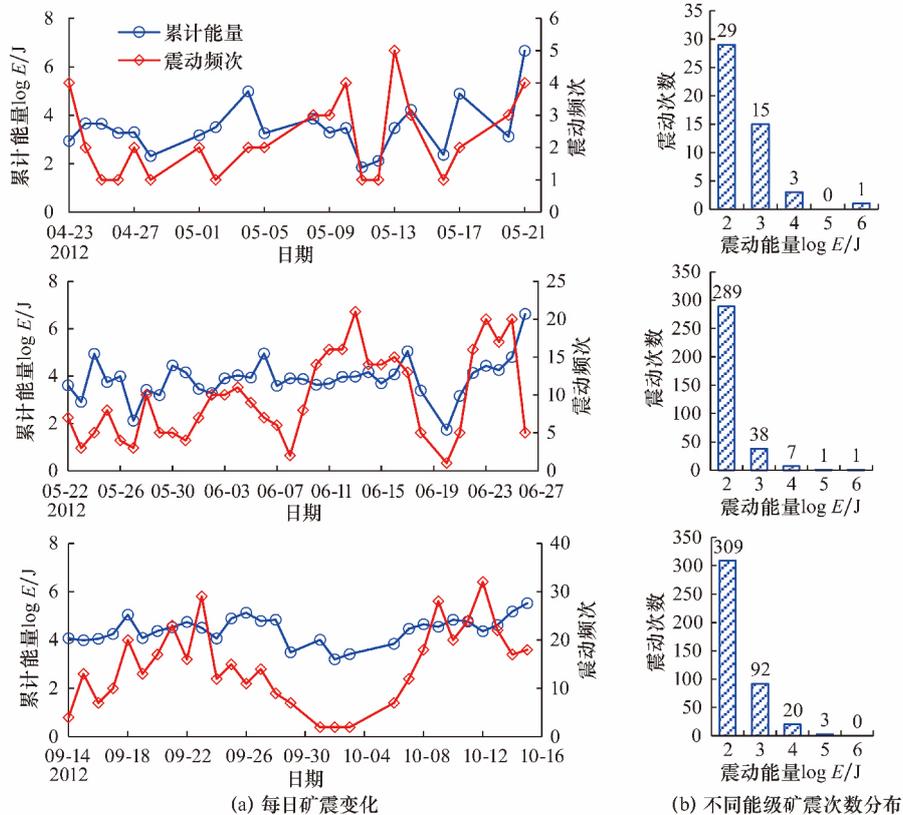


图 8 XA11-1 工作面冲击前矿震演化规律

Fig. 8 Variation of tremors prior to rock bursts occurring in panel XA11-1

矿震时序分布极不均匀,存在某时间段矿震发生极为频繁而另一些时间段矿震频次较少,但每次冲击之前,均出现矿震“活跃期”,即矿震频次持续升高并保持较高水平,同时每日矿震总能量亦持续

升高并保持较高水平,其中,6-26 和 10-15 冲击前的矿震演变规律最为明显.

临冲击前常出现连续多日的强矿震不稳定能量释放,如 6-26 和 10-15 冲击前分别连续 5 d 和 9

d 每日释放矿震能量超过  $1 \times 10^4$  J, 且每日矿震总能量总体较高, 以 10-15 冲击前最为明显, 其单日矿震总能量超过  $1 \times 10^4$  J 的天数为 24 d, 单日矿震最大能量超过  $1 \times 10^4$  J 的天数为 15 d. 说明当围岩承受强矿震(能量大于  $1 \times 10^4$  J)的持续多轮扰动作用时易动力失稳.

### 3.2.3 冲击前采取的防冲措施

图 9 显示了 2012 年 10 月 15 日之前采取的防冲措施.

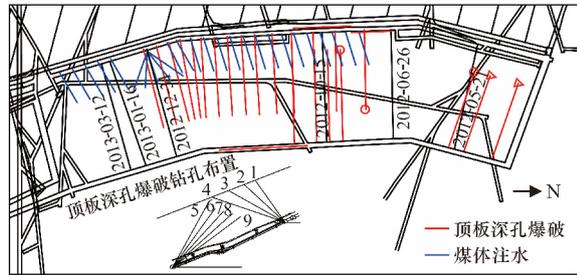


图 9 10-15 冲击前 XA11-1 面采取的防冲措施

Fig. 9 Rock burst control measures taken in panel XA11-1 before the 10-15 rock burst

日期与黑色线条组合表示当天的工作面推进位置; 蓝色线条代表煤体注水钻孔, 5-21 前施工完成, 共计 25 个, 间距 15 m, 孔深 30~35 m, 5-21 冲击造成破坏位置附近的注水钻孔琢死, 6-26 冲击前又补打 4 个注水钻孔; 红色线条代表顶板深孔爆破钻孔, 垂直于工作面推进方向扇形布置, 每组 9 个钻孔, 回风巷 4 个、运输巷 5 个, 孔深 55~94 m, 倾角  $19^\circ \sim 61^\circ$ , 钻孔末端距离煤层 50 m, 钻孔组间距差异较大, 为 15~33 m.

图 9 中带“△”“○”符号的分别为 5-21 和 6-26 冲击前实施的爆破孔, 可看出, 5-21 前仅在运输巷实施 2 组深孔爆破, 6-26 前分别在运输巷和回风巷实施 2 组和 1 组深孔爆破, 运输巷和回风巷实施的爆破钻孔还不在于同一倾斜面上, 施工的爆破钻孔数量很少; 10-15 前在回风巷实施了大量爆破钻孔, 而在运输巷仅实施 3 组爆破钻孔, 其中运输巷和回风巷实施的爆破钻孔有 2 组位于同一倾斜面上, 但间距较大, 为 25 m.

两巷内未实施大直径钻孔等可以弱化煤体强度并降低应力集中的措施.

### 3.2.4 冲击地压原因分析

通过分析表明, XA11-1 面发生的 3 次冲击与实施的卸压措施不到位或设计不合理有关: 顶板深孔爆破钻孔布置不均衡、间距偏大, 导致覆岩破断动载源强烈, 对巷道围岩应力集中区进行连续多次强动载扰动. 其中, 5-21、6-26 的 2 次冲击是因为深

孔爆破措施较少、孔间距较大, 对顶板的爆破预裂作用十分有限, 不能起到较好的断顶效果, 10-15 冲击是因为运输巷实施的爆破钻孔显著少于回风巷, 导致回风巷顶板可预期破断而运输巷顶板难以破断, 高能量矿震偏向运输巷造成其承受更强动载扰动.

## 3.3 防冲措施优化及其效果

### 3.3.1 防冲措施的优化

通过在 XA11-1 面两巷内向顶板岩层钻取岩芯, 实验室加工成标准试样进行力学性质测试, 得到直接顶和老顶力学参数, 见表 2.

表 2 直接顶和老顶的力学性质参数

Table 2 Mechanical parameters of immediate roof and main roof

顶板岩层	岩性	厚度/m	抗拉强度/MPa	弹性模量/GPa	密度/( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )
直接顶	细砂岩	9.47	3.29	8.30	$2.61 \times 10^3$
老顶	粗砂岩	49.23	2.10	7.50	$2.39 \times 10^3$

直接顶和老顶承受的覆岩重量由关键层理论<sup>[26]</sup>求得, 分别为 246.2 和 1 501.0 kPa. 其计算公式为

$$q = E_1 h_1^3 \sum_{i=1}^n \gamma_i h_i / \sum_{i=1}^n E_i h_i^3, \quad (10)$$

式中:  $E_i$  为第  $i$  层岩层的弹性模量, Pa;  $\gamma_i$  为第  $i$  层岩层的体积力,  $\text{N}/\text{m}^3$ ;  $h_i$  为第  $i$  层岩层的厚度, m.

根据砌体梁稳定条件<sup>[27]</sup>, 直接顶和老顶破断后不能形成稳定的砌体梁结构, 破断岩块将进入垮落带, 其中直接顶可直接垮落于采空区, 老顶因厚度大, 可能出现情况 1 和情况 2 两种运动方式. 由式(5)和式(8)计算得到直接顶和老顶的破断步距和能量释放见表 3, 其中, 顶板岩层破断宽度取 100 m, 初次破断步距根据固支梁求得.

表 3 直接顶和老顶的破断步距及能量释放

Table 3 Fracture span and energy release of immediate roof and main roof

顶板岩层	初次破断步距/m	周期破断步距/m	周期破断释放能量/ $10^6$ J
直接顶	48.96	20.00	1.65
老顶	82.35	33.62~23.77	6.49~5.93

表 3 显示, 老顶的初次破断步距约 82.35 m, 周期破断步距 33.62~23.77 m, 上区段工作面来压监测显示周期来压步距为 28~32 m, 可见, 理论计算值与现场实际较接近.

老顶的破断步距和释放能量均显著高于直接顶, 初次破断步距约 82.35 m, 5-21 冲击时工作面推进约 78 m, 可见, 5-21 冲击与老顶的初次破断有

关。老顶和直接顶周期破断期间释放能量均超过  $1 \times 10^6$  J,若两者复合破断,则释放能量接近  $1 \times 10^7$  J,该能量的 0.1%~1.0%转化为震动能量将超过  $1 \times 10^4$  J,已具备诱冲能力,工作面回采期间出现大量震动能量超过  $1 \times 10^4$  J 的矿震与老顶和直接顶的周期破断有直接关系。由式(9),为保证工作面安全,须实施断顶措施。

由式(8)计算得到实施深孔爆破后老顶释放能量与断顶步距之间的变化关系,如图 10 所示。

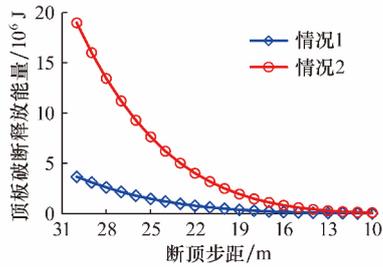


图 10 老顶破断释放能量随断顶步距的演变规律  
Fig. 10 Variation of energy released by main roof fracture with the pre-splitting interval

由图 10 可见,老顶释放能量随断顶步距的减小而迅速降低,当断顶步距为 30 m 时,老顶破断后若一端搭接在未破断岩层上(情况 2),则释放能量接近  $20 \times 10^6$  J,与未作措施自然破断相比,老顶释放能量没有降低反而升高,原因为此情况下的自然破断步距为 23.77 m,小于人工断顶步距 30 m,这显然不利于防冲;当断顶步距减小至 16 m 时,老顶释放能量首次小于  $1 \times 10^6$  J,转化为矿震能量已小于  $1 \times 10^4$  J,达到了降低动载防控冲击的目的。可见,若断顶步距选择不恰当,措施实施后不但不能有效防冲,反而可能加剧冲击危险,而当断顶步距合理时,可达到有效的防冲目的。

10-15 冲击之前,XA11-1 面实施的多组深孔爆破的组间距为 25~33 m,断顶步距过大,对冲击的发生有所贡献。合理的断顶步距为 16 m 以下,可以选择 15 m。优化后的顶板深孔爆破措施及参数如图 11 和表 4 所示。

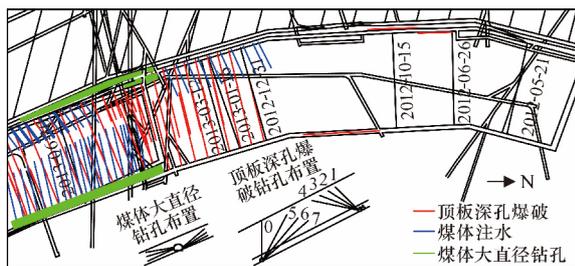


图 11 10-15 冲击后 XA11-1 面采取的防冲措施  
Fig. 11 Rock burst control measures taken in panel XA11-1 after the 10-15 rock burst

表 4 10-15 冲击之后顶板深孔爆破钻孔参数  
Table 4 Borehole parameters for long-hole de-stress blasting implemented in roof strata after the 10-15 rock burst

钻孔编号	孔深/m	仰角/(°)	钻孔编号	孔深/m	仰角/(°)
1	42	44	5	66	62
2	47	32	6	71	50
3	54	21	7	78	41
4	62	12	0*	60	75

\*代表走向顶板深孔爆破钻孔,钻孔垂直于工作面倾向。

结合图 11 和表 4 可见,倾向深孔爆破垂直于推进方向布置,每组 7 个钻孔,回风巷 4 个,运输巷 3 个,孔深 42~78 m,仰角  $12^\circ \sim 62^\circ$ ,组间距 15 m;走向深孔爆破沿巷道长度方向布置于运输巷,每组 1 个钻孔,孔深 60 m,仰角  $75^\circ$ ,组间距 5 m;爆破钻孔自 10-15 冲击位置沿工作面推进方向实施,保证超前 200 m 范围均完成爆破。

此外,严格控制工作面推进速度:由 6~7 刀煤/d 减小为 2~3 刀煤/d(1.6~2.4 m)。并增加煤体大直径钻孔卸压,降低围岩应力集中程度,大直径钻孔参数为:每排 6 个钻孔,巷道上帮和下帮各打 3 个钻孔,开孔位置距底板 0.8, 1.2, 1.6 m,上帮钻孔仰角为  $40^\circ, 33^\circ, 28^\circ$ ,下帮钻孔俯角为  $10^\circ, 17^\circ, 25^\circ$ ,钻孔直径 113 mm,孔深 15 m,排距 1.5 m。

参数优化后的防冲措施自 10-15 冲击后实施,保证措施实施到位后再进行回采,即超前 200 m 范围的顶板深孔爆破实施完成,煤体注水正常实施,并增加煤体大直径钻孔卸压。

### 3.3.2 措施优化后的防冲效果

优化措施实施期间,2012-10-16 至 2013-01-16 正常回采,2013-01-16 至 2013-03-12 期间以实施防冲措施为主,工作面推进较少,2013-03-12 之后工作面正常回采。不同时期工作面推进位置可见于图 9 和 11,其中,2012-12-31 之前工作面在原有的防冲措施范围内推进,之后在优化后的防冲措施内推进。

防冲措施优化后,工作面推进期间的矿震演化规律如图 12。由图 12 可见:

1) 2012-10-16 至 2013-01-14 的 3 个月内,共发生矿震 588 次,其中能量大于  $1 \times 10^4$  J 的矿震 17 次,所占比例为 2.89%,初期的一个月(至 2012-11-16),日矿震总能量较高,超过  $1 \times 10^4$  J 的天数占一半以上,且日矿震频次也较高,达到 10~20 次,之后日矿震总能量和矿震频次略微降低,但仍然较高,这种状态一直持续至 2012-12-25,之后日矿震总能量和矿震频次出现明显降低,直至 2013-

01-14,日矿震总能量再未超过  $1 \times 10^4$  J,矿震频次未超过 10 次;

2) 2013-03-14 至 2013-06-22 的 3 个多月里,共发生矿震 299 次,其中能量大于  $1 \times 10^4$  J 的矿震

4 次,所占比例为 1.34%,日矿震总能量和矿震频次与 10-15 冲击之前和冲击之后的 2 个月时间相比均显著降低,日矿震总能量超过  $1 \times 10^4$  J 的天数仅 9 d,频次达到或超过 10 次的仅 2 d.

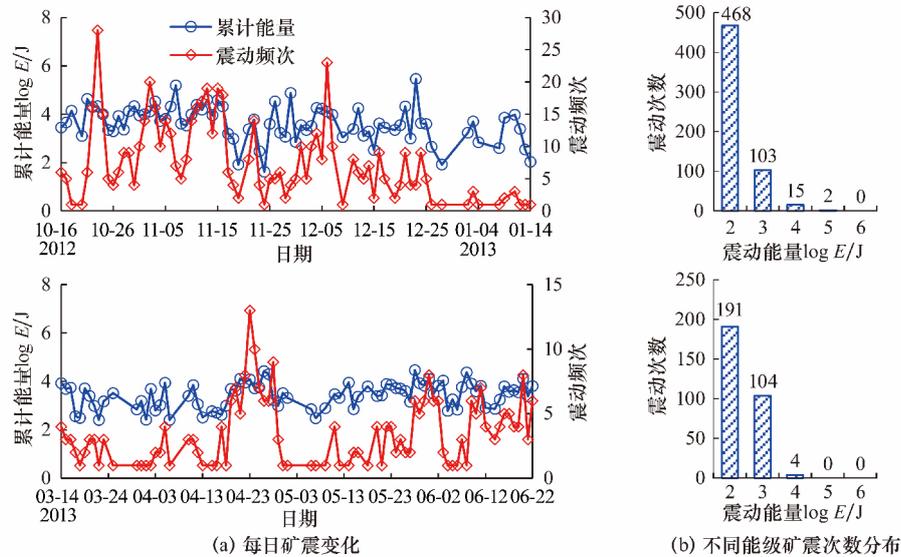


图 12 防冲措施优化后工作面回采的矿震演化规律

Fig. 12 Variation of tremors occurring in panel XA11-1 after measure optimization

对比优化防冲措施实施范围和矿震分布规律发现,当工作面在优化防冲措施实施范围以外回采时(2012-10-16 至 2012-12-31),日矿震总能量和矿震频次均较高;而当工作面在优化防冲措施实施范围之内回采时(2013-01-01 至 2013-06-22),日矿震总能量、矿震频次以及高能量矿震次数均较低,表明优化后实施的顶板深孔爆破措施起到了很好的预期断顶效果,有效控制了顶板破断动载源强度.

此外,优化措施实施后,XA11-1 面再未发生任何冲击破坏,表明综合采用煤体大直径钻孔、顶板深孔爆破以及严格控制工作面推进速度的方法可有效降低围岩应力集中程度及覆岩破断矿震扰动强度,进而有效控制冲击地压的发生.

#### 4 结 论

厚煤层综放开采条件,低位关键层可进入垮落带,以悬臂梁方式破断,破断后岩块可直接垮落于采空区或形成铰接结构,高位关键层则形成砌体梁结构.该运动特征使其产生较分层开采更加强烈的矿震动载扰动,是冲击地压的重要诱发因素之一.

综放开采条件有效的防冲方法之一是通过预裂断顶来弱化矿震动载扰动.通过推导垮落带内关键层以悬臂梁直接垮落和悬臂梁铰接结构两种方式破断的破断步距和能量释放的计算公式,给出了关键技术参数之断顶步距的确定依据.

兴安矿防冲实践显示,优化措施实施后与原有措施相比,显著减少了高能量矿震,并避免了冲击地压的发生,表明给出的断定步距的确定依据是有效可行的.

#### 参考文献:

- [1] 李振雷.厚煤层综放开采的降载减冲原理及其工程实践[D].徐州:中国矿业大学,2016:1-2.  
LI Zhenlei. Principle and application of rockburst control by weakening static and dynamic loading using top-coal caving in the mining of thick coal seams[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2016:1-2.
- [2] 张瑞玺,马满顺,王钦东.用综放开采有冲击危险的厚煤层[J].矿山压力与顶板管理,1999(1):72-74.  
ZHANG Ruixi, MA Manshun, WANG Qindong. Mining rockburst-hazardous thick coal seams by using fully-mechanised top-coal caving mining[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1999(1):72-74.
- [3] 潘友友,牛学良.放顶煤开采对控制冲击地压的认识[J].岩土工程学报,1999,21(1):14-16.  
PAN Liyou, NIU Xueliang. Knowledge of sub-level caving method to control underground impact pressure[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 1999, 21(1):14-16.
- [4] 冯国春,王树斌,杨卫东.放顶煤工艺在冲击矿压煤层的开采试验[J].煤矿开采,2002(1):32-33.

- FENG Guochun, WANG Shubin, YANG Weidong. Application of top-coal caving mining in rockburst coal seam[J]. Coal Mining Technology, 2002(1): 32-33.
- [5] 宋振骐, 陈立良, 王春秋, 等. 综采放顶煤安全开采条件的认识[J]. 煤炭学报, 1995, 20(4): 356-360.  
SONG Zhenqi, CHEN Liliang, WANG Chunqiu, et al. Knowledge on face working conditions in mechanized sub-level caving work face[J]. Journal of China Coal Society, 1995, 20(4): 356-360.
- [6] 王述红, 刘建新, 唐春安, 等. 煤岩开采过程冲击地压发生机理及数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(增2): 2480-2483.  
WANG Shuhong, LIU Jianxin, TANG Chun'an, et al. Study on generation and numerical simulation of impact pressure in coal layer mining process[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(Sup 2): 2480-2483.
- [7] 潘俊锋, 连国明, 齐庆新, 等. 冲击危险性厚煤层综采开采冲击地压发生机理[J]. 煤炭科学技术, 2007, 35(6): 87-90.  
PAN Junfeng, LIAN Guoming, QI Qingxin, et al. Mechanism of rock outburst occurred from fully mechanized longwall top coal caving and mining in thick seam with rock outburst danger in potential[J]. Coal Science and Technology, 2007, 35(6): 87-90.
- [8] 刘显云. 放顶煤开采冲击地压显现特征与应用[D]. 青岛: 山东科技大学, 2004: 7-13.  
LIU Xianyun. Characteristic and application on rockburst behavior in caving mining[D]. Qingdao: Shandong University of Science and Technology, 2004: 7-13.
- [9] 靳钟铭, 魏锦平, 靳文学. 放顶煤采场前支承压力的分布特征[J]. 太原理工大学学报, 2001, 32(3): 216-218.  
JIN Zhongming, WEI Jinping, JIN Wenxue. Distributive characteristic of front abutment pressure in top coal caving face[J]. Journal of Taiyuan University of Technology, 2001, 32(3): 216-218.
- [10] 陶三宝. 深部厚煤层开采冲击地压防治技术研究[D]. 青岛: 山东科技大学, 2007: 11-48.  
TAO Sanbao. Study on technology of rockburst prevention and control in deep high coal seam[D]. Qingdao: Shandong University of Science and Technology, 2007: 11-48.
- [11] 张当俊, 靳钟铭, 康天合. 不同采煤方法对冲击地压影响的研究[J]. 太原理工大学学报, 2006, 37(6): 676-679.  
ZHANG Dangjun, JIN Zhongming, KANG Tianhe. Study on influence of different mining methods on rockburst[J]. Journal of Taiyuan University of Technology, 2006, 37(6): 676-679.
- [12] 周 澎. 特厚煤层综放开采冲击地压防治技术与实践[J]. 煤炭科学技术, 2011, 39(4): 35-39.  
ZHOU Peng. Technology and practices on mine pressure bumping prevention and control of fully mechanized top coal caving mining in ultra thick seam[J]. Coal Science and Technology, 2011, 39(4): 35-39.
- [13] 汪华君, 姜福兴, 温良霞, 等. 孤岛顶煤综放采场冲击矿压形成机制及控制技术[J]. 岩土力学, 2013, 34(9): 2615-2621.  
WANG Huajun, JIANG Fuxing, WEN Liangxia, et al. Formation mechanism and control technology of impacting pressure in sublevel caving mining face under isolated top coal[J]. Rock and Soil Mechanics, 2013, 34(9): 2615-2621.
- [14] HE Jiang, DOU Linming, CAI Wu, et al. In situ test study of characteristics of coal mining dynamic load[J]. Shock and Vibration, 2015, 121053: 1-8.
- [15] DING Yanlu, DOU Linming, CAI Wu, et al. Signal characteristics of coal and rock dynamics with microseismic monitoring technique[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2016, 26(4): 683-690.
- [16] 王正义, 窦林名, 王桂峰, 等. 锚固巷道围岩结构动态响应规律研究[J]. 中国矿业大学学报, 2016, 45(6): 1132-1140.  
WANG Zhengyi, DOU Linming, WANG Guifeng, et al. Research on dynamic response of anchoring roadway surrounding rock structure[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2016, 45(6): 1132-1140.
- [17] 窦林名, 何 江, 曹安业, 等. 煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治[J]. 煤炭学报, 2015, 40(7): 1469-1476.  
DOU Linming, HE Jiang, CAO Anye, et al. Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced in coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(7): 1469-1476.
- [18] 潘俊锋, 宁 宇, 毛德兵, 等. 煤矿开采冲击地压启动理论[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(3): 586-596.  
PAN Junfeng, NING Yu, MAO Debing, et al. Theory of rockburst start-up during coal mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(3): 586-596.
- [19] 钱鸣高, 石平五, 许家林. 矿山压力与岩层控制[M].

- 徐州:中国矿业大学出版社,2010:182-185.
- QIAN Minggao, SHI Pingwu, XU Jialin. Mining pressure and strata control[M]. Xuzhou:China University of Mining and Technology Press, 2010:182-185.
- [20] 许家林,鞠金峰.特大采高综采面关键层结构形态及其对矿压显现的影响[J].岩石力学与工程学报,2011,30(8):1547-1556.
- XU Jialin, JU Jinfeng. Structural morphology of key stratum and its influence on strata behaviors in fully-mechanized face with super-large mining height[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(8):1547-1556.
- [21] 鞠金峰,许家林,王庆雄.大采高采场关键层“悬臂梁”结构运动型式及对矿压的影响[J].煤炭学报,2011,36(12):2115-2120.
- JU Jinfeng, XU Jialin, WANG Qingxiong, et al. Cantilever structure moving type of key strata and its influence on ground pressure in large mining height workplace[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(12):2115-2120.
- [22] HE H, DOU L M, FAN J, et al. Deep-hole directional fracturing of thick hard roof for rockburst prevention[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2012, 32:34-43.
- [23] 何江,窦林名,巩思园,等.倾斜薄煤层切顶巷预裂顶板防治冲击矿压技术研究[J].煤炭学报,2015,40(6):1347-1352.
- HE Jiang, DOU Linming, GONG Siyuan, et al. Research on rock burst prevention technology of roof-cutting roadway in inclined thin coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(6):1347-1352.
- [24] BYERLEE J D. Friction of rocks[J]. Pure and Applied Geophysics, 1978, 116(4/5):615-626.
- [25] 窦林名,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,2001:97-102.
- DOU Linming, HE Xueqiu. Theory and technology of rock burst prevention[M]. Xuzhou:China University of Mining and Technology Press, 2001:97-102.
- [26] 钱鸣高,缪协兴,许家林.岩层控制的关键层理论[M].徐州:中国矿业大学出版社,2003:18-20.
- QIAN Minggao, MIAO Xiexing, XU Jialin. Study of key strata theory in ground control[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2003:18-20.
- [27] LI Zhenlei, DOU Linming, CAI Wu, et al. Mechanical analysis of static stress within fault-pillars based on a voussoir beam structure[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2016, 49(3):1097-1105.

(责任编辑 张贵芬 骆振福)

朱广安, 窦林名, 丁自伟. 超应力卸载作用下煤样冲击破坏试验研究[J]. 煤炭学报, 2018, 43(5): 1258-1271. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2017.1185  
ZHU Guang'an, DOU Linming, DING Ziwei. Experimental study on rock burst of coal samples under overstress and triaxial unloading[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(5): 1258-1271. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2017.1185

## 41 超应力卸载作用下煤样冲击破坏试验研究

朱广安<sup>1,2</sup>, 窦林名<sup>3,4</sup>, 丁自伟<sup>1,2</sup>

(1. 西安科技大学 能源学院, 陕西 西安 710054; 2. 西安科技大学 西部矿井开采及灾害防治教育部重点实验室, 陕西 西安 710054; 3. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 4. 中国矿业大学 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116)

**摘 要:** 煤矿采深进入千米以后, 采掘工作面围岩应力普遍超过煤体单轴抗压强度, 呈现围岩应力超过煤体强度的超应力现象。基于调研分析, 得到煤层单轴抗压强度的分布特征以及开采深度、原岩应力与煤层单轴抗压强度之间的关系, 提出了超应力集中系数的概念。采用声发射和被动 CT 成像技术相结合的研究方法, 开展了煤样真三轴超应力卸载作用下冲击破坏试验研究, 从而探究声发射波速演化与煤样宏、微观破裂的关系, 揭示深地围岩对煤层的超应力加载作用及方式。试验结果表明: ① 不同的应力卸载路径下煤样冲击破坏具有显著的时间延迟效应, 应力路径变化越大, 其时间延迟越短; ② 三轴卸载状态下煤样的破坏形式复杂多变, 多为剪切、拉伸等耦合破坏形式; 总体破坏模式表现为首先沿着与轴压方向分布的主裂隙进行扩张破坏, 其次在试样表面分布着许多沿轴压方向的小张拉裂隙; ③ 在加载初期, 煤样内部波速变化范围较小, 出现少量高、低速区; 随着载荷初步增加, 煤样内高速区转移与扩展, 同时波速异常区明显扩大; 当载荷进一步增加, 煤样内出现大面积低速带, 波速极小值不断降低, 高速区、波速异常区迅速变化转移; ④ 试样宏观破裂面和波速异常丰富区、微观裂隙演化和低速区贯通区形成了较好的对应。

**关键词:** 冲击矿压; 深地开采; 超应力效应; 真三轴卸荷试验; 波速反演

中图分类号: TD324

文献标志码: A

文章编号: 0253-9993(2018)05-1258-14

### Experimental study on rock burst of coal samples under overstress and triaxial unloading

ZHU Guang'an<sup>1,2</sup>, DOU Linming<sup>3,4</sup>, DING Ziwei<sup>1,2</sup>

(1. School of Energy Engineering, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China; 2. Key Laboratory of Western Mine Exploitation and Hazard Prevention with Ministry of Education, Xi'an 710054, China; 3. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 4. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education of China, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** When the coal mining depth is over 1 000 m, the surrounding rock stress around the excavation and mining coalface exceeds the uniaxial compressive strength of coal mass, which is defined as overstress effect. Based on the field investigation and analysis, the distribution characteristics of uniaxial compressive strength of coal samples, and the relationship between mining depth, vertical stress and the uniaxial compressive strength of coal samples were obtained and then the concept of the overstress coefficient was proposed. In this study, acoustic emission (AE) and CT imaging techniques were combined to perform the CT inverting calculation for coal samples under overstress and triaxial unloading path in a triaxial rock burst system. The relations between velocity distribution and micro- and micro-fractures of coal

收稿日期: 2017-07-02 修回日期: 2017-12-20 责任编辑: 常明然

基金项目: 国家自然科学基金青年科学基金资助项目(51504183); 西安科技大学博士科研启动金资助项目(2017QDJ058); 浙江省山体地质灾害防治协同创新中心开放研究基金资助项目(PCMGH-2017-Y02)

作者简介: 朱广安(1989-), 男, 江苏建湖人, 讲师, 博士。E-mail: zhuguangan@163.com

samples were studied ,revealing the overstress loading effect and model in deep underground mining. Experimental results show: ① There exists significant time-delay effect under different unloading stress paths. The more changeable the stress paths are ,the shorter the time-delay will be. ② The failure models under triaxial unloading are more complex and changeable ,and the main failure model is shear and tensile coupling failure ,which embodies as the main cracks along the axial direction expand firstly ,then many small tensile cracks along the axial direction distribute on the surface of coal samples. ③ In initial loading phase ,the velocity variation in coal samples is relatively smaller and a few high and low velocity regions appear. When loading increases ,the high velocity regions transfer and extend ,and the velocity anomaly regions are enlarging continuously. When loading further increases ,large areas of low velocity regions occur , while the minimum value of wave velocity constantly decreases ,and the high velocity and velocity anomaly regions transfer and change quickly. ④ The wave velocity inversion results indicate that good correspondence were found between the macroscopic fracture surface of specimen and affluent velocity anomaly regions ,as well as between microscopic fracture evolution and low wave velocity zones.

**Key words:** rock burst; deep underground mining; overstress effect; triaxial unloading; wave tomography

井下天然的煤岩体多处于三向应力状态 ,伴随着采掘过程中应力状态的改变 ,不同应力状态下煤岩体的强度和变形破坏特征对于研究采动影响下(即不同应力路径)煤岩体的冲击破坏机制、采场煤岩体的稳定和失稳等具有重要意义。

目前 ,国内外学者对于不同应力路径下煤岩体物理力学属性的影响研究主要采用试验研究方法 ,并取得了显著的学术成果。何满潮等<sup>[1]</sup>利用自行研制的应变岩爆试验系统 ,研究了深埋隧道的岩爆机制 ,并基于大量的试验数据 ,给出了发生岩爆时的最大应力和冲击危险指标。杜坤等<sup>[2]</sup>利用基于 SHPB 装置的岩石动静组合加载试验系统 ,系统开展了动载扰动条件下岩石破坏规律的试验研究 ,发展了岩石动力学试验技术。谢和平等<sup>[3]</sup>针对保护层开采、放顶煤开采和无煤柱开采等 3 种典型的开挖模式 ,设计并研究了不同采动应力路径下的煤岩体力学实验特性 ,揭示了工作面前方煤体的采动力学行为与开采条件之间的关系。高春玉等<sup>[4]</sup>利用常规三轴试验和卸载全过程三轴试验研究大理石在 4 种加卸载路径下的力学特性 ,并通过试验结果的对比、分析 ,得出大理岩在不同应力条件下的变形破坏特征和主要力学参数的变化规律。苏承东等<sup>[5]</sup>运用 RMT-150B 岩石力学试验系统对煤样进行常规单轴、常规三轴和三轴卸围压试验 ,分析煤样在不同应力路径条件下的强度和变形特征。

然而 ,上述基本都是岩爆方向的研究 ,主要以岩石为主 ,对于煤样的三轴应力状态下的变形、破坏特征研究较少。分析原因在于首先煤样的强度特征变化差异性较大 ,试验状态下的规律不甚清晰;其次 ,试验室所用的煤样从井下取出来后经历了二次加工 ,煤样本身破坏较严重 ,裂隙发育程度高 ,以至无法合理

的判断出试验前后煤样破坏过程中内部裂隙分布和发育情况。

声发射(AE)作为探测实验过程中煤岩体内部裂隙发育的重要手段 ,通过对煤岩体受载过程中的声发射规律进行分析和研究 ,可反映煤岩体内部的破坏机制。对于煤岩体声发射特性的研究已经有大量成果发表。例如 ,FUJII 等<sup>[6]</sup>利用 AE 信息特征对比研究了硬岩和软岩压缩受载破坏时的力学响应;AMANN 等<sup>[7]</sup>用 AE 方法研究了泥页岩在单轴压缩下的脆性破坏特征;SUN 等<sup>[8]</sup>用 AE 探测和红外热成像法研究了凝灰岩的三轴压缩卸载和冲击破坏机理;SHKURATNIK 等<sup>[9]</sup>研究了煤样在三轴加载下的力学性质和 AE 参量特征;GOODFELLOW 等<sup>[10]</sup>采用主、被动声波技术研究了真三轴试验中 Fontainebleau 砂岩的衰减特征。此外 ,CT 成像技术目前已广泛应用于探测冲击矿压矿井大范围应力分布和冲击危险区域分布<sup>[11-12]</sup>。根据震源的来源不同 ,将其划分为“主动”和“被动”两种<sup>[13]</sup>。考虑到经济成本和技术的持续性 ,一般采用震动波被动 CT 技术<sup>[14]</sup>。对比分析上述 2 种方法的优缺点 ,笔者将采用声发射和 CT 成像技术相结合的方法<sup>[15]</sup> ,实验后期反演过程中将 AE 事件作为被动反演震源。

笔者以华亭矿区陈家沟煤矿 5 号煤样为研究对象 ,使用采动煤岩体动力显现试验系统进行真三轴卸载试验 ,根据现场原岩应力分布情况 ,研究其在不同卸载应力路径下的变形、破坏规律和声发射演化特征 ,并对声发射数据进行后期处理 ,利用震动波 CT 反演探测煤体内部裂隙和能量演化规律 ,为研究深部不同开采边界条件下的煤岩体的冲击破坏行为及裂隙演化提供理论依据。

# 1 原岩应力与煤层单轴抗压强度统计规律分析

影响冲击矿压的因素众多<sup>[16]</sup>,主要有:开采深度、煤岩体物理力学性质、煤层厚度变化、顶板岩层结构、褶曲构造、断层构造、工作面见方和开采布局不合理等,这些因素归根结底为应力的变化导致能量的聚集和耗散从而诱发冲击矿压。本节主要针对

对开采深度与煤层单轴抗压强度之间的相互关系进行分析。

通过对部分矿井煤层的冲击倾向性鉴定结果进行统计分析,得到煤层单轴抗压强度的分布特征以及开采深度、原岩应力与煤层单轴抗压强度之间的关系,如图1和表1所示。本节所涉及的煤层单轴抗压强度数据源自全国具有冲击倾向性的25个矿井、57个煤层。

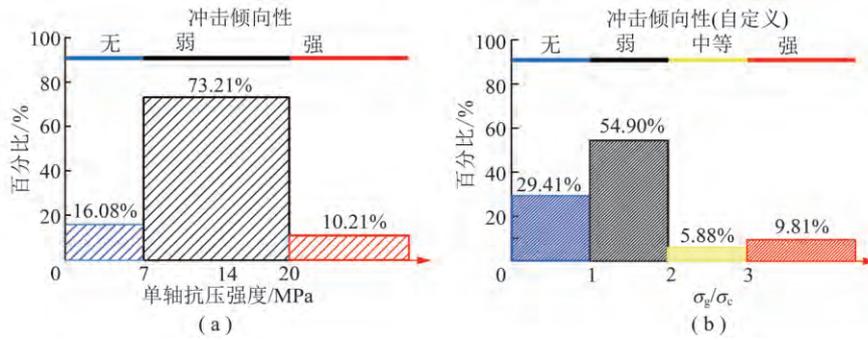


图1 部分矿井煤样单轴抗压强度统计

Fig. 1 Statistic of the uniaxial compressive strength of coal samples from some coal mines

表1 部分矿井煤样单轴抗压强度统计

Table 1 Statistic of uniaxial compressive strength of coal samples from some coal mines

矿区	单轴抗压强度(煤样) $\sigma_c$ /MPa	矿区	单轴抗压强度(煤样) $\sigma_c$ /MPa	矿区	单轴抗压强度(煤样) $\sigma_c$ /MPa	
大兴矿	0.431(2号)	桃山矿	8.488(85号)	城山矿	10.088(25号)	
	0.151(3号)		12.090(30号)		7.250(42号)	
蒋家河矿	16.612(4号)		俊德矿	19.353(17号)	东海矿	15.655(3号)
	13.467(7号)			10.390(22号)		9.674(32号)
	10.787(3号)			12.567(33号)	南山矿	4.597(22-2号)
	9.487(7号)	8.198(21号)		8.873(18号)		
高庄矿	10.876(3上号)	7.374(23号)	新陆矿	10.813(11号)		
天山106矿	24.868(6号)	益新矿	14.582(3号)	1930矿	5.950(6号)	
	19.872(7号)		7.526(18号)		4.150(7号)	
	15.861(8号)		6.191(15号)	宝积山矿	27.353(1号)	
金源矿	10.711(3上号)	新兴矿	7.520(60号)	邢东矿	10.894(1号)	
	31.726(30号)		7.428(58号)		15.100(2号)	
兴安矿	10.816(11号)		8.680(65号)	东海矿	6.208(34号)	
	12.011(33号)		9.827(67号)		14.431(35号)	
	11.470(27号)	15.017(22号)	9.674(32号)			
	10.818(22号)	富力矿	4.196(29号)	23.438(93号)		
	10.065(21号)		9.257(18-2号)	桃山矿	23.438(90号)	
8.658(17号)	13.426(11号)	10.671(79号)				
徐庄煤矿	3.840(7号)	赵楼矿	20.500(3号)	星村矿	9.500(3号)	
平岗矿	10.262(14号)	胡家河矿	24.270(4号)	朝阳矿	10.350(3号)	

从表1可以看出,具有冲击倾向性的煤层的单轴抗压强度为0~32 MPa,分布范围广,个体差异显著。除极个别软煤(其单轴抗压强度小于1 MPa,如龙煤集团大兴煤矿2、3号煤层的单轴抗压分别为0.431、

0.151 MPa),大多数矿井煤层的单轴抗压强度一般在4 MPa以上。

根据(GB/T 25217.2—2010)《冲击地压测定、监测与防治方法》,以单轴抗压强度( $R_c$ )作为判别指

标,则鉴定结果无、弱、强冲击分别对应的单轴抗压强度为  $R_c < 7 \text{ MPa}$ ,  $7 \text{ MPa} \leq R_c \leq 20 \text{ MPa}$ ,  $R_c > 20 \text{ MPa}$ 。按照此标准对统计结果进行处理分析,结果表明属于  $0 \sim 7 \text{ MPa}$ ,  $7 \sim 20 \text{ MPa}$ , 大于  $20 \text{ MPa}$  级别分别占总数的  $16.08\%$ ,  $73.21\%$  和  $10.21\%$ , 如图 1(a) 所示。

图 1(b) 中  $\sigma_g / \sigma_c$  代表原岩应力垂直方向的应力分量与煤层单轴抗压强度的比值,笔者定义为超应力系数  $k$ :

$$k = \sigma_g / \sigma_c \quad (1)$$

根据计算得到的超应力系数  $k$ , 将其划分为  $0 \sim 1$ ,  $1 \sim 2$ ,  $2 \sim 3$ ,  $> 3$  四个等级, 分别对应于无冲击危险、弱冲击危险、中等冲击危险和强冲击危险。统计结果表明, 上述等级分类分别占比  $29.41\%$ ,  $54.90\%$ ,  $5.88\%$  和  $9.81\%$ 。由图 1(b) 可知, 统计的超应力系数  $70\%$  以上具有冲击倾向性。统计意义下的煤层处于原岩应力状态, 不受采掘扰动影响, 后期在采动应力和动载的相互叠加作用下, 煤层的冲击倾向性等级将会升高, 这也可以用来解释无冲击倾向性的煤层也会发生冲击矿压。以本文统计结果为例, 研究表明当超应力系数  $k$  达到  $3$ , 即围岩对煤层的加载强度达到  $3$  倍的单轴抗压强度时冲击危险程度较高。

## 2 真三轴卸载试验

### 2.1 煤样来源和现场原位测试

论文试验煤样来源于甘肃华亭矿区陈家沟煤矿 5 号煤, 根据煤样冲击倾向性鉴定结果, 其平均单轴抗压强度 (UCS) 为  $9.851 \text{ MPa}$ 。由煤样单轴抗压试验可知, 煤样本身的强度较小 (相比于岩块的完整性差的多), 加上加工过程中的二次损伤, 预计试验中所使用的样品孔隙发育程度较高。

陈家沟煤矿地应力测试结果显示, 陈家沟煤矿的最大主应力方向为水平方向 ( $\sigma_1$ ), 其平均应力值达到  $15.875 \text{ MPa}$ , 同时中间主应力为垂直方向应力 ( $\sigma_2$ ), 其平均应力值为  $12.415 \text{ MPa}$ , 最小主应力 ( $\sigma_3$ ) 平均应力值为  $10.595 \text{ MPa}$ , 为水平方向。

### 2.2 真三轴采动煤岩动力显现试验系统

本文试验设备使用的是中国矿业大学冲击矿压课题组自主研发的采动煤岩体动力显现试验系统, 如图 2 所示。这种三轴冲击动静加载试验机, 适用于矿井冲击动力灾害机理研究与实验室模拟再现, 能够实现煤岩试样动态、可控和不同动静组合形式加载, 模拟煤岩材料多种应力波加载方式, 系统的真三轴特性可再现现场煤岩体的冲击现象。

根据试样尺寸的不同, 共设计了两种夹具规格:  $70.7 \text{ mm} \times 70.7 \text{ mm} \times 70.7 \text{ mm}$  和  $75 \text{ mm} \times 75 \text{ mm} \times$



图 2 真三轴采动煤岩动力显现系统  
Fig. 2 Triaxial system of mining-induced dynamic phenomenon of coal and rock mass

$100 \text{ mm}$ 。夹具主要由上下夹块, 左右夹块, 前后夹块, 小变形传感器, 小变形传感器夹紧块, 小变形传感器顶块, 夹块连接件等组成。本文所使用的夹具规格为  $75 \text{ mm} \times 75 \text{ mm} \times 100 \text{ mm}$ 。在试验夹具与煤样之间的接触位置加胶皮衬垫, 一方面为了消除试验载荷加载过程中煤样与夹具之间的摩擦的影响, 另一方面减弱因煤样表面不平整与夹具之间的应力集中所产生的干扰声波对于声发射测试和定位效果的影响<sup>[17]</sup>。

### 2.3 声发射监测系统

声发射系统的型号为 PCI-2 型, 相关参数的设定依次为: 阈值值  $36 \text{ dB}$ , 前置放大器增益为  $40 \text{ dB}$ , 采样率  $2 \text{ MHz}$ , 峰值鉴别时间 (PDT)、撞击鉴别时间 (HDT) 和撞击闭锁时间 (HLT) 分别为  $50$ ,  $200$  和  $300 \mu\text{s}$ 。为保证反演的精度和有效性, 同时考虑到卸荷面的影响, 声发射传感器位置布置如图 3 所示。根据煤样大小, 同时保证尽可能多的射线穿过网格, 所有试样的网格均划分为  $30 \times 30 \times 40$ , 则  $X$ ,  $Y$  和  $Z$  方向上的网格间距依次为  $2.5 \text{ mm} \times 2.5 \text{ mm} \times 2.5 \text{ mm}$ 。根据载荷加卸载的不同阶段可确定在此期间的声发射事件数, 考虑反演的精度和反演所需的时间将声发射事件数进行重新筛选, 统计分析表明, 所有的试验每个反演阶段所需的声发射事件数一般为  $120 \sim 160$  个, 极个别达到  $200$  个左右。在试验加载前通过材料声学特征矩阵测试确定煤样内初始平均波速。

### 2.4 试验方案设计

基于矿区原岩应力测试结果, 试验中最小主应力取值为  $10.60 \text{ MPa}$  (约等于垂直应力), 而中间主应力取值为  $15.90 \text{ MPa}$  (约为垂直应力的  $1.5$  倍)。

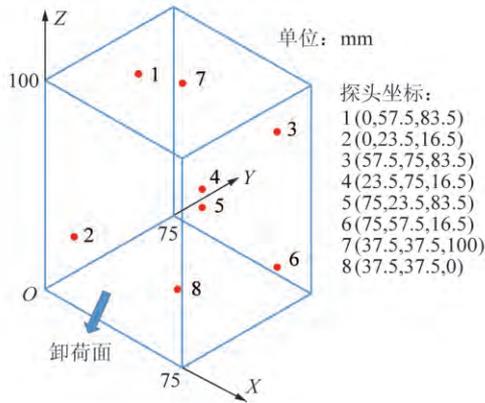


图3 声发射传感器布置示意

Fig.3 Layout of AE sensors on the surface of coal sample

本文定义超应力集中系数的概念:以单轴抗压强

度为基本量  $Z$  方向施加静载荷值与煤样平均单轴抗压强度的比值,可由下式求得

$$k = \sigma_0 / \sigma_c \quad (2)$$

式中  $k$  为超应力集中系数  $\sigma_0$  为  $Z$  方向施加的静载荷值  $\sigma_c$  为煤样的平均单轴抗压强度,可由试验测得。

基于上述分析,本文中的超应力集中系数分别取值为 2, 3, 4 和 5, 分别对应于施加载荷为 19.70, 29.55, 39.40 和 49.26 MPa, 以研究煤样在真三轴超单轴抗压强度卸载情况下的冲击破坏特征。其次,为研究不同方向主应力大小的变化对于冲击试验结果的影响,根据原岩应力测试结果计算出的三向主应力平均值共设计了 3 组卸载方案,每组方案设置 4 个试验等级。具体实验方案及所取煤样规格见表 2。

表 2 陈家沟矿 5 号煤样不同卸载路径下的试验参数

Table 2 Experimental parameters of No. 5 coal sample from Chenjiagou Coal Mine under different unloading paths

卸载方式	编号	试样规格/mm			$\sigma_3$ /MPa	$\sigma_2$ /MPa	$\sigma_1$ /MPa
		长	宽	高			
卸载 1(改变 $\sigma_1$ )	1-1	76.45	76.75	103.29	10.60	15.90	19.70
	1-2	75.53	75.64	102.60	10.60	15.90	29.55
	1-3	76.77	76.81	102.65	10.60	15.90	39.40
	1-4	75.14	74.83	102.70	10.60	15.90	49.26
卸载 2(改变 $\sigma_3$ )	2-1	76.86	77.69	102.53	5.00	15.90	29.55
	2-2	75.16	75.52	102.78	7.50	15.90	29.55
	2-3	75.53	75.64	102.60	10.60	15.90	29.55
	2-4	76.75	76.45	101.73	15.90	15.90	29.55
卸载 3(改变 $\sigma_2$ )	3-1	77.06	77.00	103.55	5.00	5.00	29.55
	3-2	76.86	77.69	102.53	5.00	7.50	29.55
	3-3	77.03	76.82	102.20	5.00	15.90	29.55
	3-4	77.03	76.40	103.02	5.00	28.20	29.55

具体试验步骤为:①首先按照原岩应力条件缓慢施加三向压力至设计试验载荷(加载顺序依次是  $Z$  轴、 $Y$  轴和  $X$  轴);②保持压力恒定状态 5 min;③卸荷面载荷瞬时卸载。本文所采用的卸荷应力路径为卸围压试验路径,即加载后保持轴压应力不变,然后瞬时卸载围压。本次整个实验进程统一使用声发射监测、高速摄像和数字照相量测等手段研究应力、变形和裂隙等的演化规律。

### 2.5 煤样声发射 CT 成像原理

利用试验进程中试样破坏产生的一系列震源和声发射传感器,根据微震监测台站与矿震震源之间的距离  $L$  和台站接收到的初至传播时间  $t$  来反演区域内的波速分布  $v(x, y, z)$  或慢度  $s(x, y, z) = 1/v(x, y, z)$ 。假设第  $i$  个震动波的传播路径为  $L_i$ , 其传播时间为  $t_i$ , 具体关系<sup>[13-14]</sup>可表示为

$$v(x, y, z) = \frac{L}{t} \rightarrow v(x, y, z) t = L \quad (3)$$

$$t_i = \int_{L_i} \frac{dL}{v(x, y, z)} = \int_{L_i} s(x, y, z) dL \quad (4)$$

$$t_i = \sum_{j=1}^m d_{ij} s_j \quad (i = 1, \dots, n) \quad (5)$$

式中,  $t_i$  为震动波传播时间, s;  $L_i$  为第  $i$  条震动波射线路径;  $v(x, y, z)$  为震动波传播速度, m/s;  $s(x, y, z) = 1/v(x, y, z)$  为慢度, s/m;  $d_{ij}$ ,  $s_j$  分别为第  $i$  条震动波射线穿过第  $j$  个网格的路径长度和慢度;  $n$  为射线总数;  $m$  为网格数量。

本文主要采用 SIRT 算法进行 CT 反迭代计算。

### 3 不同卸载路径下煤样冲击破坏特征

图 4 为煤样试件在不同主应力(围压不变,轴压

依次为煤样单轴抗压强度的 2~5 倍) 环境下试验卸载后的破碎形态。

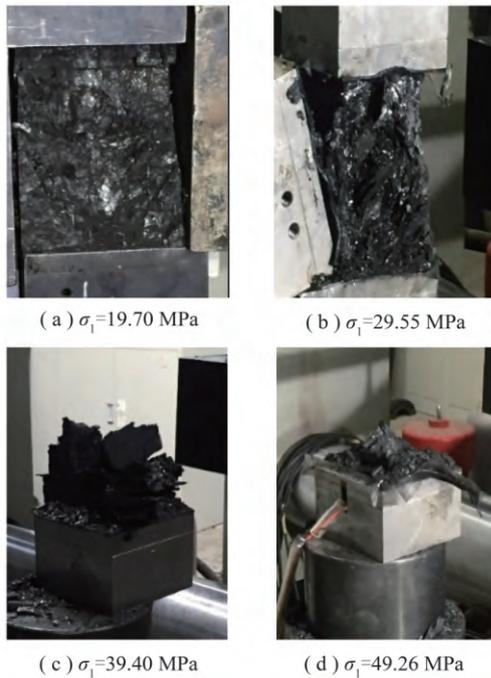


图 4 煤样试件的破碎形态(其他条件下不变,改变最大主应力的大小)

Fig. 4 Failure form of coal samples with the change of maximum principal stress

从图 4 可见,当  $\sigma_1 = 2\sigma_c$  时,除了些许掉渣外,煤样基本无变化,其完整度保持的较好,试验后的试样坚硬,用手难以掰开;当  $\sigma_1 = 3\sigma_c$  时,沿着卸荷面出现层状片落现象,但煤样仍有一定的承载能力,试样表面的次生节理增多,且呈不规则分布,用手极易剥落成小块体,中等硬度;当  $\sigma_1 = 4\sigma_c$  时,试验后煤样呈现强烈破坏状态,沿着原生大裂隙及次生裂隙形成一个个块体,保持完整的煤样仅为原试样的  $1/8 \sim 1/5$ ;当  $\sigma_1 = 5\sigma_c$  时,试验后煤样呈粉碎状态,卸载后无应力夹持作用下,煤块从煤样表面大块脱落,直至最后试验台上仅剩余些许粉末状煤体。试验结果说明在一定围压应力状态下,煤样的承载能力也随之增大(超单轴抗压强度)而对于本试验的煤样当轴压达到其单轴抗压强度的 3 倍时( $\sigma_1 \geq 3\sigma_c$ ),煤样开始发生冲击破坏,且随着轴压的增大,其破坏程度越高。

图 5 为煤样在不同最小主应力卸载条件下发生破坏的情况。当卸载的最小主应力较小时(如  $\sigma_3 = 5, 7.5$  MPa),试验结束后试样仅仅沿着原生裂隙形成劈裂、层裂现象,总体完整度较好,承载能力强。对比试样初始裂隙分布和试验后的破坏区域分布,如图 6 所示,可发现两者之间的一致性较好:如试样 2-1 实验前观测除边角处存在些许裂隙外,试样的中部偏

右处存在 1 条贯通整个试样的大裂隙(图 6(a)),而对比实验后试样破坏的素描图(图 6(b))发现两者的位置基本一致;试样 2-2 实验前 Y 轴后面的裂隙分布如图 6(c) 所示,试样 2-2 整体裂隙较发育,除了试样顶部的一条横贯试样的倾向大裂缝外,主要是部分贯通的竖向裂缝,实验后其破坏位置主要集中于顶部部分煤样的脱落及工作面中部偏左的部分煤样的片出,两者同样对应性较好。当卸载的最小主应力较大时(如  $\sigma_3 = 10.60, 15.90$  MPa),试验结束后试样均发生多种形式的破坏,首先是层裂破坏,而后是整个试样发生大变形破坏,试样结束后试样无承载能力,呈现小块状整体抛出现象。上述试验现象表明,当其他应力条件不变时,随着卸载载荷的增大,试样塑性大变形破坏现象越明显,破坏程度越剧烈。最小主应力卸荷大小超过围压的 47.17% 时煤样开始失去承载能力,开始发生冲击破坏,随着卸载载荷的增大,煤样的变形和破坏剧烈,破坏将会在卸荷较短时间内瞬时发生。

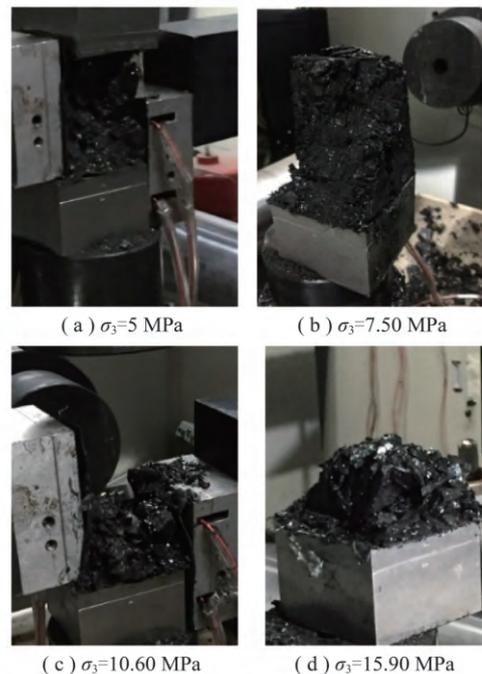


图 5 煤样试件的破碎形态(其他条件下不变,改变最小主应力的大小)

Fig. 5 Failure form of coal samples with the change of minimum principal stress

图 7 给出了不同中间主应力下( $\sigma_1 = 29.55$  MPa,  $\sigma_3 = 5$  MPa) 卸载后煤样试件的破坏形态。如图 7 所示,当中间主应力为 5.0 和 7.5 MPa 时,煤样均发生塑性大变形破坏,卸载后煤样损伤、破坏程度高(多种破坏形式耦合发生,先是沿着原生裂隙的层裂破坏,后期发生大范围的变形破坏)、破坏后的试样尺

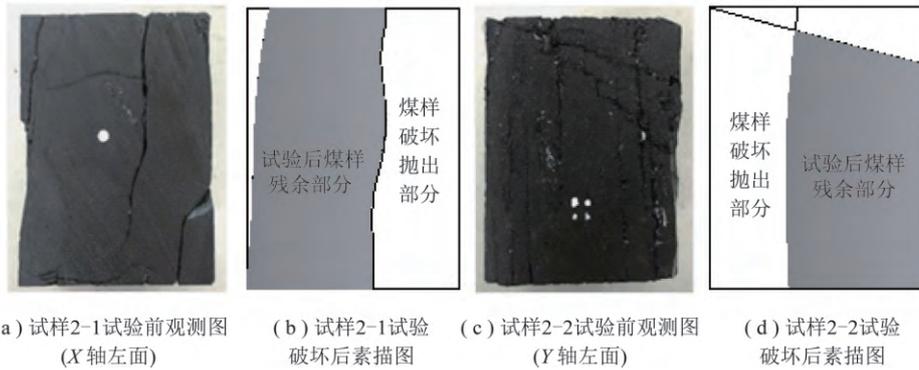


图6 试样2-1和2-2实验前后裂隙分布与破坏位置对比

Fig. 6 Comparison of cracks distribution and damage zones in the coal samples 2-1 and 2-2 before and after the test

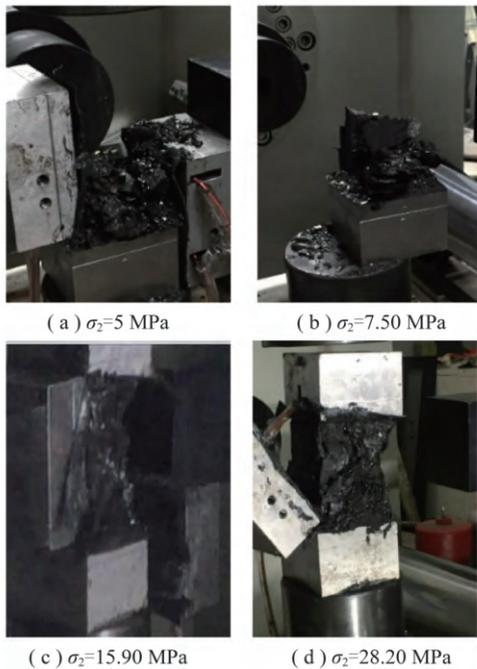


图7 煤样试件的破碎形态(其他条件下不变,改变中间主应力的大小)

Fig. 7 Failure form of coal samples with the change of intermediate principal stress

寸仅为原试样的1/3左右;当中间主应力为15.90和28.20 MPa时,由于卸载载荷较小(5 MPa),而中间主应力较大,其破坏程度较小,且破坏模式较固定,即沿着卸载面或者中间主应力方向层裂破坏。该系列试验结果表明随着中间主应力的增大,煤样的承载能力也随之增大,同时其破坏形式也开始发生转变,即由塑性大变形破坏转变为形成大致与中间主应力方向相平行的层裂破坏。

纵观所有的卸载试验,其突然卸荷后的试验现象可总结为:首先卸载瞬间,煤样的冲击破坏现象并不明显(只有些许煤渣掉落,或者煤样本身沿卸载面方向的裂隙发育时将有大块煤体脱落),其次当经过几十秒后(不同的围压和轴压加载情况下其反应时间

不同,总体而言为20~60 s左右)试样开始大范围破坏,并伴有大量的煤样碎片沿着卸荷面突出,说明煤样的破坏具有一定的时间延迟效应,且应力路径变化越大,其时间延迟越短。

#### 4 不同卸载路径下煤样声发射CT成像波速演化分析

##### 4.1 不同最大主应力

根据试验结果可知,当 $\sigma_1 = 19.70$  MPa,  $\sigma_2 = 15.90$  MPa,  $\sigma_3 = 10.60$  MPa时,试验前后煤样的破坏程度不大,声发射事件数较少,无法满足反演要求。同样的原因,当 $\sigma_1 = 49.62$  MPa,  $\sigma_2 = 15.90$  MPa,  $\sigma_3 = 10.60$  MPa时,试验过程中监测到的声发射事件数较少,也无法满足反演要求。因此,本节主要讨论最大主应力为3倍和5倍单轴抗压强度下的波速反演变化特征。本节主要以试样1-2和1-4为例进行分析,根据实际情况声发射数据CT反演结果多达6个,分别对应于加载阶段、保压阶段和卸载阶段各2个。

图8为 $\sigma_1 = 3\sigma_c$ 卸载条件下的煤样波速演化结果。反演结果表明,煤样内部在加载初始阶段就出现了大量的波速异常区(图8(a)):从Z方向的波速切片来看,高波速区主要位于试样中上部区域且分布范围较广,呈不规则分布,而低波速区主要分布于试样顶部;从X、Y方向的波速切片来看,高波速区位于试样上部且范围较集中,大概位于垂高80 mm左右的区域,分布区域大概为两个切片的相交区域,而低波速区位于垂高20~60 mm范围内的区域。当煤样处于加载阶段后期(图8(b)),波速异常区分布较前一加载阶段变化不大,但高波速区面积进一步扩大,从试样上部往下发展,低波速区范围较小,且两者毗邻分布,分析认为是由于微裂隙进一步萌生和发育导致。图8(c)、(d)为加载保压期间煤样内部的波速反演结果,结果显示保压阶段的波速峰值变化明显,

由 3.2 km/s 降低至 2.7 km/s,而高波速区域和低波速区域与前两个阶段的反演区域一致,表明随着加载载荷的稳定,煤样内部的破坏、损伤范围有限,仅仅只是一些微破裂的萌生。进入卸载阶段后(图 8(e)),低波速区大面积贯通于靠近卸载面附近(最小波速为 0.8 km/s),对比而言,X 方向切片的低波速范围变化不大,Y 方向切片的低波速范围扩大。当载荷完全卸载后(图 8(f)),试样总体波速分布均匀,大小为

1.2 km/s,试样内部波速异常区少,仅有少许低波速区位于试样底部( $Z=20$  mm 切片附近)。图 4(b)为煤样卸载后的宏观破坏状态,主要是沿着卸载面的层状煤块掉落以及试样边缘的磨损,总体试样保持较完整,但试样的硬度降低,用手捏后易碎,说明卸载前后其内部进一步损伤,与波速反演结果中试样内部靠近 X 方向的低波速区和中部的波速异常区域分布大体一致。

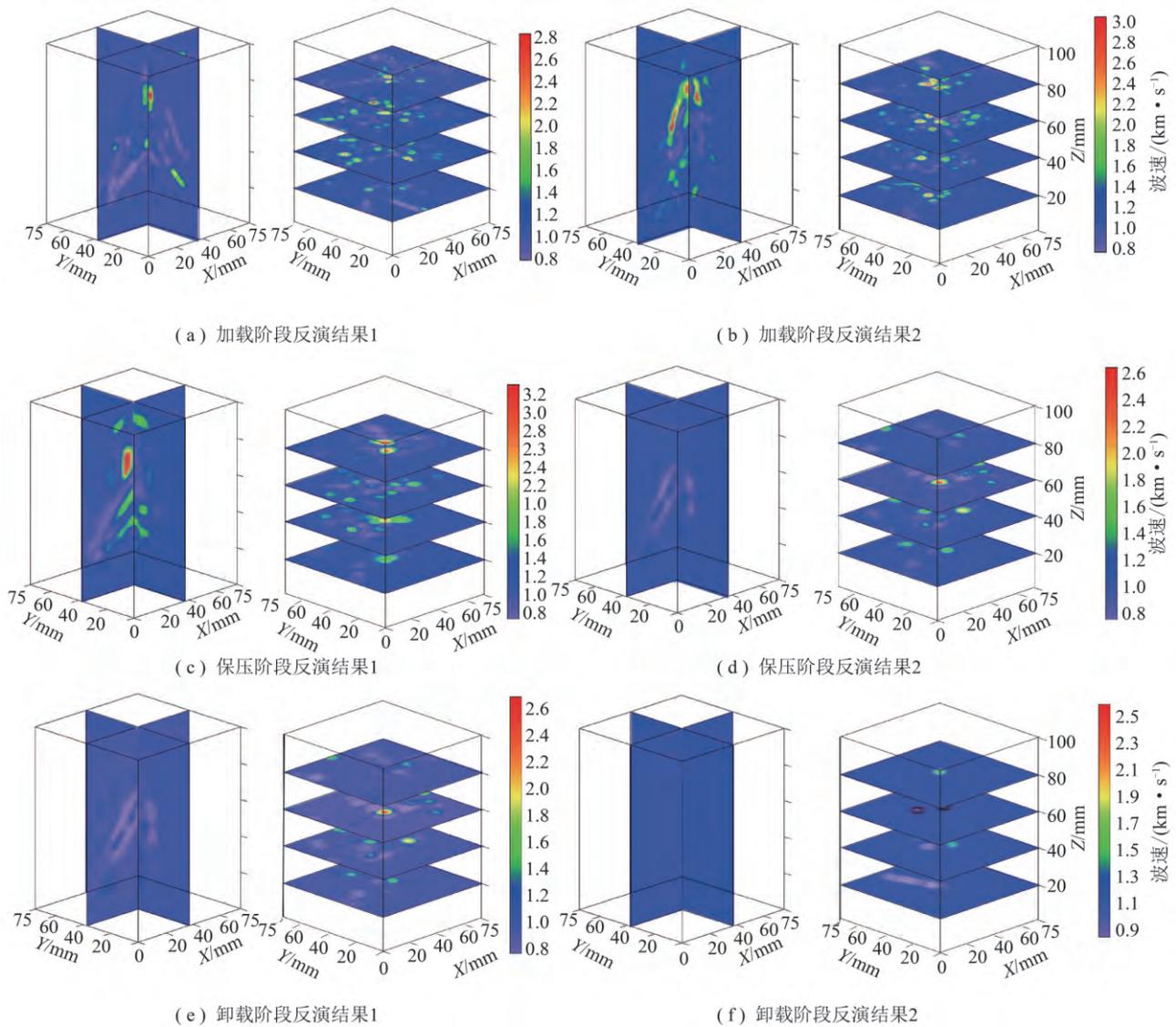


图 8 煤样 1-2 在不同最大主应力三轴卸载下的波速成像演化 ( $\sigma_1 = 29.55$  MPa)

Fig. 8 Wave velocity evolution characteristic of coal sample 1-2 under triaxial unloading test ( $\sigma_1 = 29.55$  MPa)

图 9 为煤样 1-4 在  $\sigma_1 = 5\sigma_c$  卸载条件下的加载、保压及卸载阶段的震动波 CT 波速反演成像。从图中可以看出,试验不同加载阶段煤样内部的波速分布变化显著,波速变化范围为 0.7 ~ 3.2 km/s (图 9(a) ~ (e))。加载期间出现了大量的波速异常区,即高波速区和低波速区同时毗邻出现,且两者皆从煤样上部向中下部发展,形成大范围的贯通。而卸载阶

段反演结果 2 (图 9(f)) 整体波速变化不大,波速变化范围为 0.7 ~ 1.75 km/s,90% 以上的区域波速为 1.15 km/s,属于低波速区域。根据试验现象和声发射反演结果推断认为,当轴压较大时(针对本论文试验而言  $\sigma_1 \geq 3\sigma_c$ ),超过了本身围压下的试样极限抗压强度,试样上方首先发生破坏,随着载荷的继续增加,破坏范围和方向往下部发展,直至贯通整个试样,

此时煤样内部已发生破坏,此时进行单面突然卸载后,试样内部已破坏的煤体将沿着卸荷面向外抛出,

当所有的载荷完全卸载完毕,试样破坏严重,仅剩底部夹具上残留部分残余试样(图4(d))。

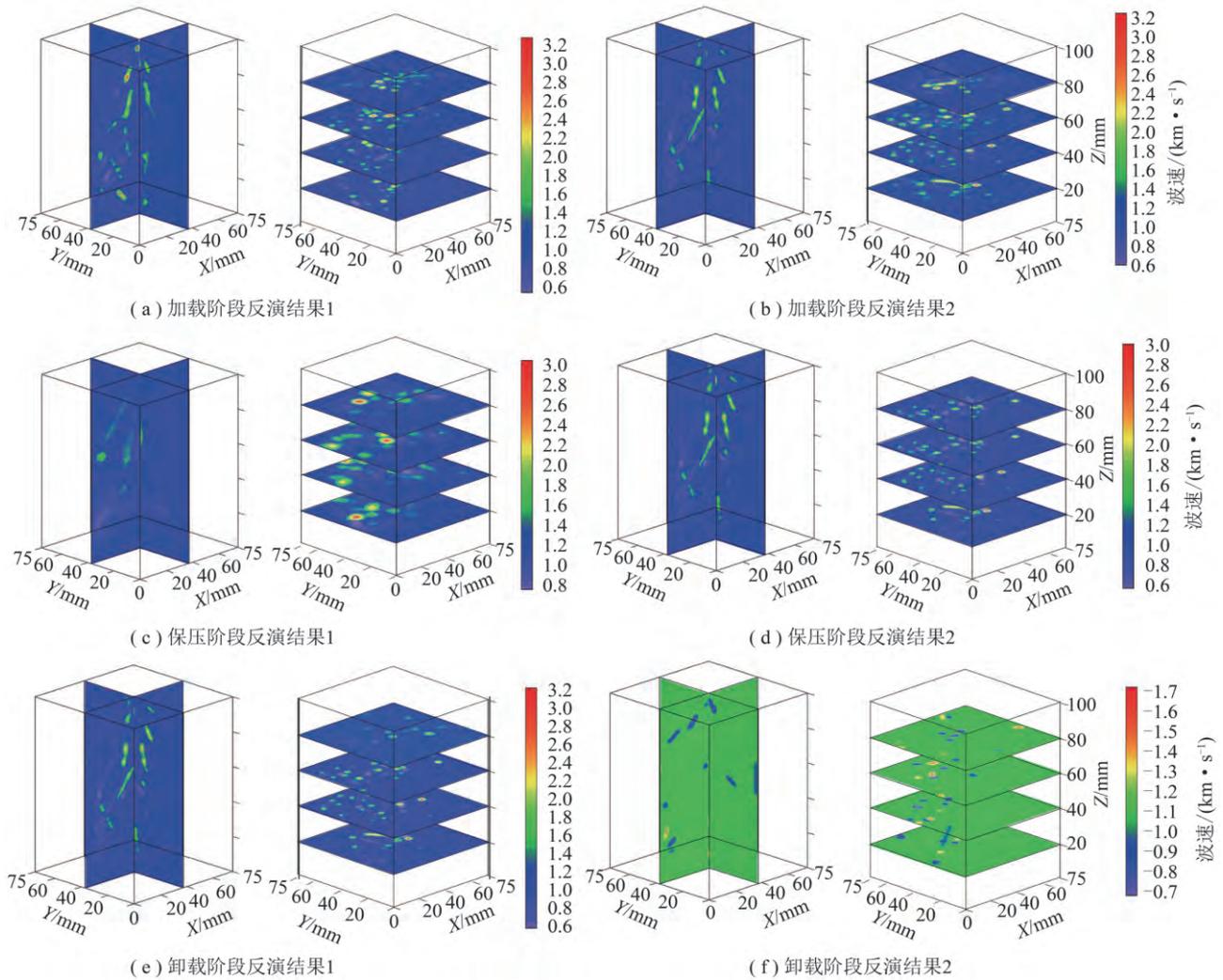


图9 煤样1-4在不同最大主应力三轴卸载下的波速成像演化( $\sigma_1 = 49.62$  MPa)

Fig. 9 Wave velocity evolution characteristic of coal sample 1-4 under triaxial unloading test( $\sigma_1 = 49.62$  MPa)

#### 4.2 不同最小主应力

图10为煤样2-1在 $\sigma_3 = 5$  MPa卸载应力路径下的典型波速反演图。不难看出:①加载初始阶段波速变化明显,波速峰值达到2.8 km/s,高波速区面积较大,主要分布于各切片的边缘区域,而低波速区面积较少,XOZ平面内左下部有一小面积的低波速区(图10(a))。加载后期波速峰值进一步增大,达到3.0 km/s,但总体的高波速区较少,低波速区开始扩大,一些开始没有低波速区的切片开始出现低波速区富集现象(切片 $Z = 20$  mm和 $X = 37.5$  mm),原XOZ平面内的低波速区往试样上部发展(图10(b))。②保压初始阶段,波速峰值较前一反演周期进一步减小,最高波速为2.6 km/s,高波速仅有零散的小面积区域分布,低波速区域面积进一步扩大,在XOZ平面和 $Z = 20$  mm和 $Z = 40$  mm切片形成贯通。保压阶

段后期波速反演结果与前述3个阶段的反演结果差异较大,尽管声发射事件较为活跃且声发射事件数能够满足反演的需求,但波速之间的差异不大,高波速区几乎不可见,少许的低波速区基本都是在前面的波速异常丰富区周围萌生的,已贯通大裂隙周围的煤样材料强度相对降低处于一直屈服状态从而产生诸多微裂隙(图10(c)~(d))。③卸荷第1阶段的反演结果与保压初始阶段类似;卸荷第2阶段波速变化不大且高波速区、低波速区和波速异常区与前述反演区域基本吻合,说明卸载后期对其影响不大。由图5(a)煤样2-1卸载试验后实际破坏情况可知,试样表面中上部沿卸载向剥落少量煤块,整体承载能力高,具有一定的残余应力。与反演结果中XOZ平面试样中上部底部低波速贯通区和波速异常丰富区形成了较好的对应(图10(c)和(e))。

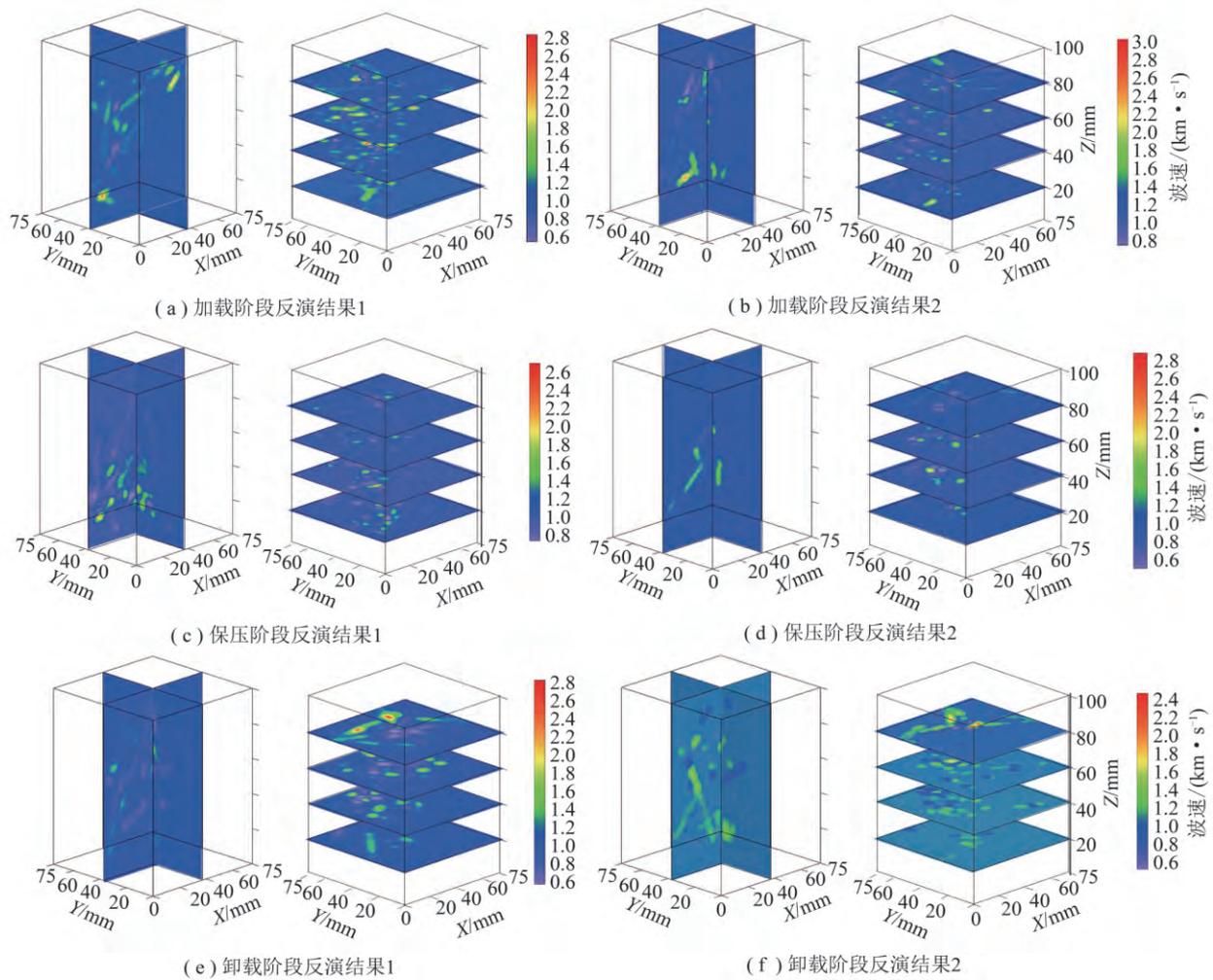


图 10 煤样 2-1 在不同最小主应力三轴卸载下的波速成像演化 ( $\sigma_3 = 5 \text{ MPa}$ )

Fig. 10 Wave velocity evolution characteristic of coal sample 2-1 under triaxial unloading test ( $\sigma_3 = 5 \text{ MPa}$ )

图 11 给出了煤样 2-2 在  $\sigma_3 = 7.5 \text{ MPa}$  卸载变形破坏过程中的声发射波速反演结果。从图 11 可以看出: ① 整个试验加卸载过程中波速极值变化较小, 峰值变化范围为  $1.50 \sim 1.95 \text{ km/s}$ , 平均为  $1.72 \text{ km/s}$ ; ② 煤样内部高波速区零散分布, 且随着加载阶段的变化其相对位置也在发生变化, 但总体连贯性差; 低波速区和波速异常区主要分布于试样的左半部分, 试样右半部分基本无波速变化。结合试样破坏后的宏观破裂位置(图 5(b)) 可发现两者之间的吻合度较高。

最小主应力为  $10.60 \text{ MPa}$  试验所使用的样品为煤样 1-2, 其加卸载过程中的波速成像演化如图 8 所示。对于试样 1-4 而言, 由于整个试验过程中声发射监测数据较少, 无法满足反演要求, 因此  $\sigma_3 = 15.90 \text{ MPa}$  的试样无相关波速反演信息。对比图 10, 11 和图 8 可以看出, 出现上述现象的主要原因在于中间主应力为一定值时决定了煤样在某一固定围压下的承载抗压能力, 此时当轴压不变时, 试样内部

已形成一定的破坏裂纹, 随着卸荷强度的增大(较大的围压应力降), 煤样冲击破坏具有突然性和剧烈性。

#### 4.3 不同中间主应力

图 12 和 13 给出了煤样 3-1 和 3-2 中间主应力分别为  $5, 7.5 \text{ MPa}$  三轴卸载全程的波速演化结果。由于围压较小, 在较大的轴压作用下试样在加载和保压阶段很快就发生破坏, 导致声发射未能及时监测, 事件数较少, 反演结果只有 4 个, 分别为加载阶段 2 个、保压阶段和卸载阶段各 1 个。从图中可以看出, 随着加卸载依次出现了波速峰值快速跌落, 低波速区随着载荷的加载在  $XOZ$  和  $YOZ$  平面上形成竖向贯通  $Z = 20, 40, 60$  和  $80 \text{ mm}$  切片上波速异常区丰富, 且在各个切片上的分布位置基本保持一致, 说明试样在载荷的加载过程中已经形成沿  $Z$  轴方向的纵向宏观裂隙。卸载后的反演结果不同之处在于图 12(d) 中波速无明显变化, 整体色标变化均一, 波速大小约为  $1.12 \text{ km/s}$ , 表明此时试样内部无大的裂隙发育和

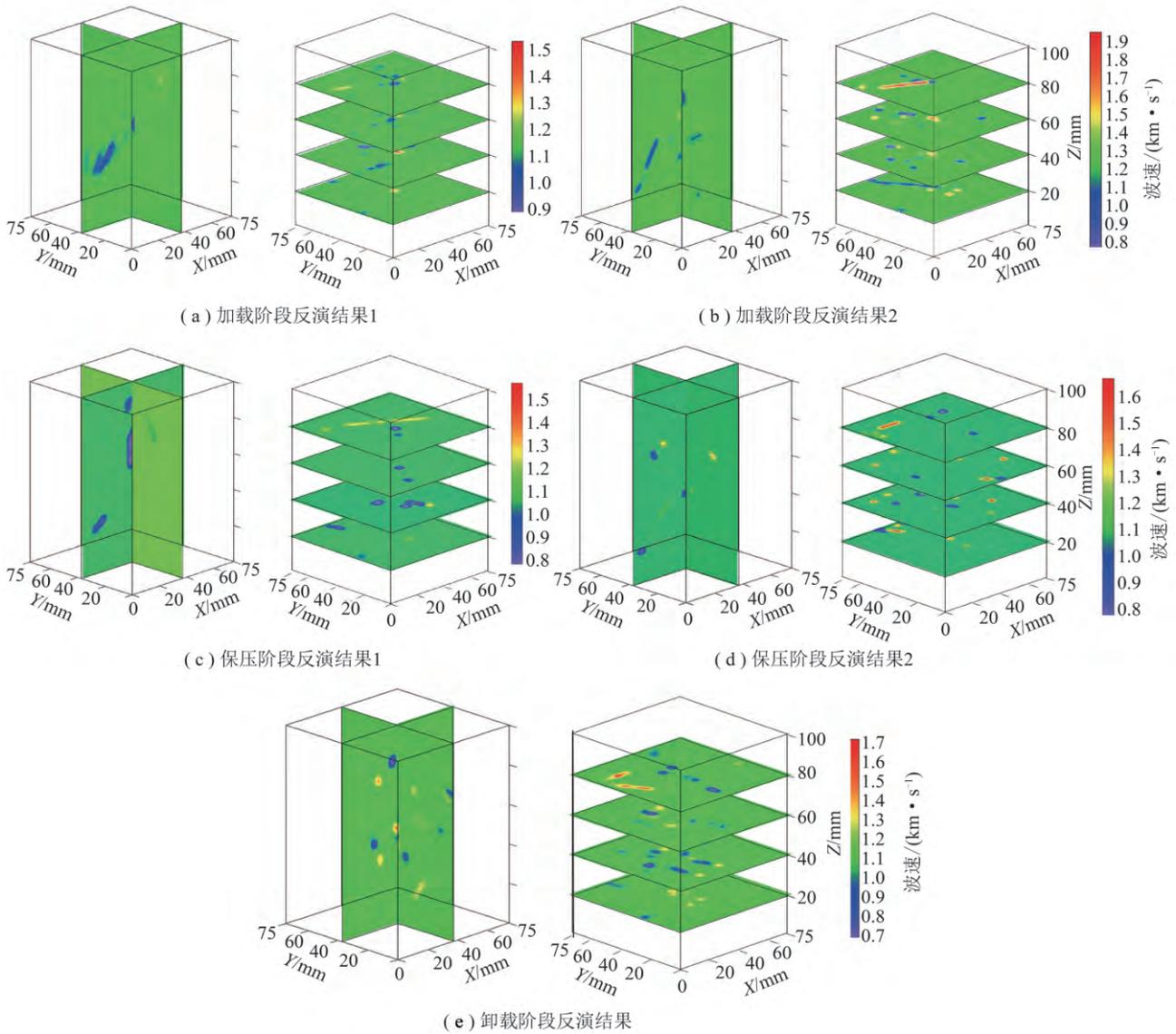


图 11 煤样 2-2 在不同最小主应力三轴卸载下的波速成像演化 ( $\sigma_3 = 7.5 \text{ MPa}$ )

Fig. 11 Wave velocity evolution characteristic of coal sample 2-2 under triaxial unloading test ( $\sigma_3 = 7.5 \text{ MPa}$ )

贯通,但是仍然有满足反演需要的声发射事件产生,分析认为试样在卸载前内部已经完全破坏,只是在围压的支撑作用下仍保持完整状态,卸载后煤样内部片状破坏的煤体沿着破裂面产生宏观滑移失稳,这是煤样颗粒之间的摩擦作用导致的。而图 13(d)中波速变化差异较大,波速变化范围为  $0.6 \sim 1.9 \text{ km/s}$ ,大面积的波速异常区和低波速区分布和贯穿于试样的左半部分,这与试样破坏后的宏观裂隙分布的位置基本一致。反演结果表明,尽管中间主应力只是增大了  $2.5 \text{ MPa}$ ,煤样的抗压能力却得到大大的提升,卸载后造成了试样的进一步破坏。

中间主应力为  $15.90 \text{ MPa}$  试验所使用的样品为煤样 2-1,其加卸载过程中的波速成像演化如图 10 所示。当中间主应力接近最大主应力时,试样 3-4 实验全过程中的波速演化如图 14 所示。与前述反演

结果类似,卸载后波速的变化不明显, XOZ 和 YOZ 平面上的波速异常区仅有两处,都独立分布在试样中部且两者之间并未形成贯通,而在  $Z = 20, 40$  和  $60 \text{ mm}$  切片上各自有一小块波速异常丰富区,三者之间位置分布大体一致,预计试样的边界部分发生破坏,这与试样宏观破裂位置具有良好的对应关系(图 7(d))。

## 5 结 论

(1) 定义了超应力集中系数的概念,即煤岩体原岩应力垂直方向的应力分量与单轴抗压强度的比值,并将其划分为  $0 \sim 1, 1 \sim 2, 2 \sim 3, >3$  四个等级,分别对应于无冲击危险、弱冲击危险、中等冲击危险和强冲击危险,此模型可用来解释无冲击倾向性的煤层也会发生冲击矿压的原因。

(2) 试验表明,受较高围压作用(1.5 倍原岩应力

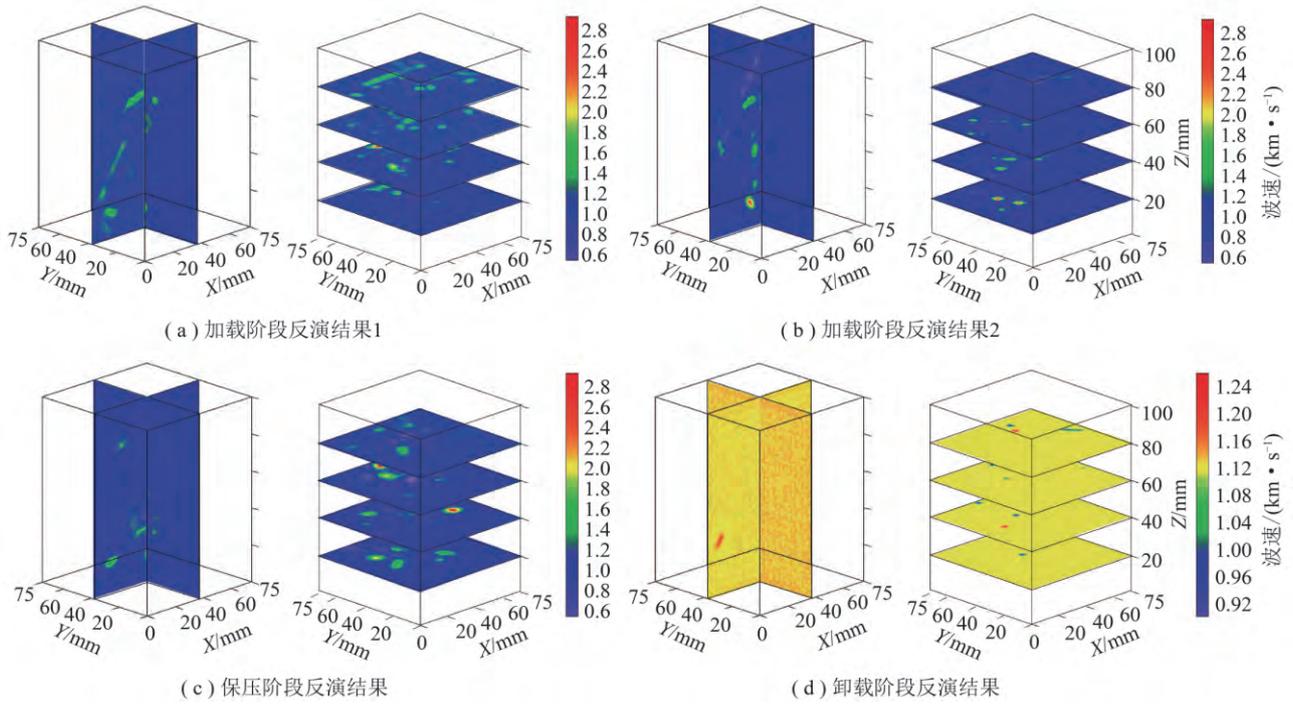


图 12 煤样 3-1 在不同中间主应力三轴卸载下的波速成像演化 ( $\sigma_2 = 5 \text{ MPa}$ )

Fig. 12 Wave velocity evolution characteristic of coal sample 3-1 under triaxial unloading test ( $\sigma_2 = 5 \text{ MPa}$ )

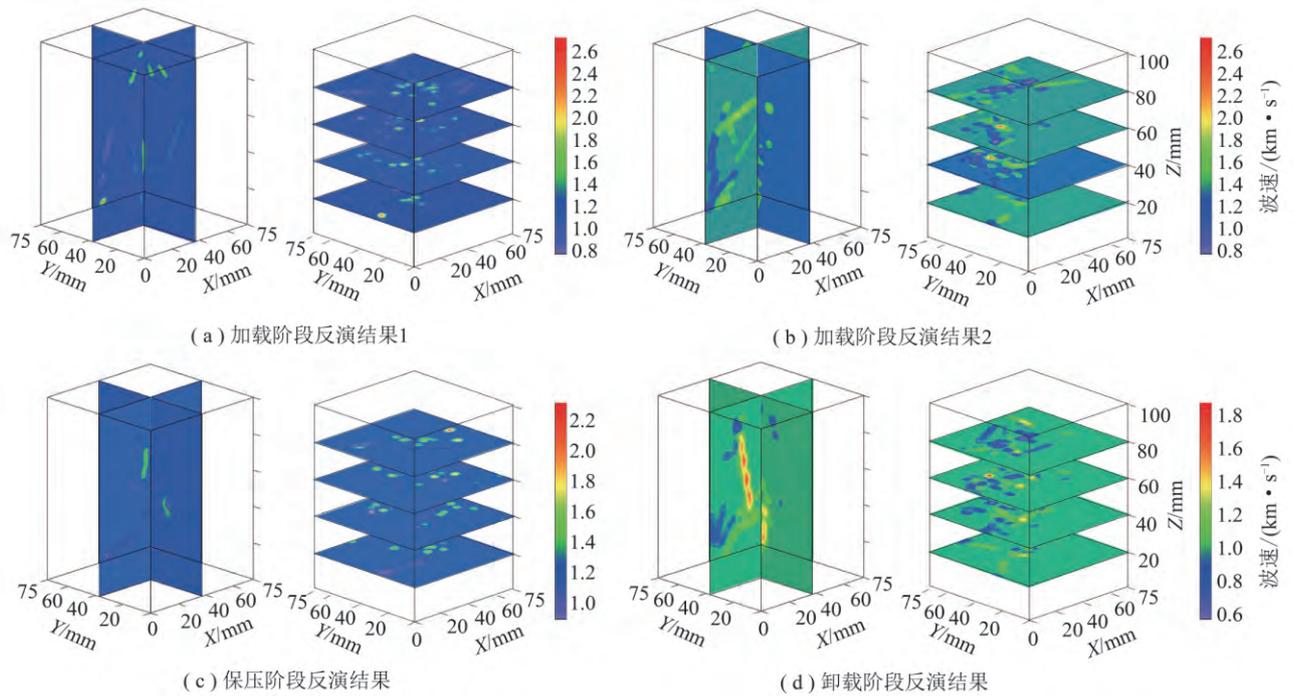


图 13 煤样 3-2 在不同中间主应力三轴卸载下的波速成像演化 ( $\sigma_2 = 7.5 \text{ MPa}$ )

Fig. 13 Wave velocity evolution characteristic of coal sample 3-2 under triaxial unloading test ( $\sigma_2 = 7.5 \text{ MPa}$ )

垂直方向分量) 试样内部裂隙闭合趋于均质, 承载能力明显升高, 当其轴压超应力系数达到 3 及以上时煤样开始发生冲击破坏。

(3) 在低三轴载荷条件下, 煤样内的微破裂以拉张型破裂为主。随着目标载荷的不断增加, 煤样内主导破坏类型逐渐由拉张型微破裂转变为剪切型微破

裂。在进行卸荷时, 低受载煤样因未达到其极限载荷而没有发生动态失稳破坏。随着载荷水平增加, 卸压时煤样开始出现局部整体掉落现象。当处于极高载荷水平时, 卸荷的破坏形式为煤渣于自由面大量掉落的碎屑式破坏。

(4) 在真三轴加载初期, 煤样内部出现少量高、

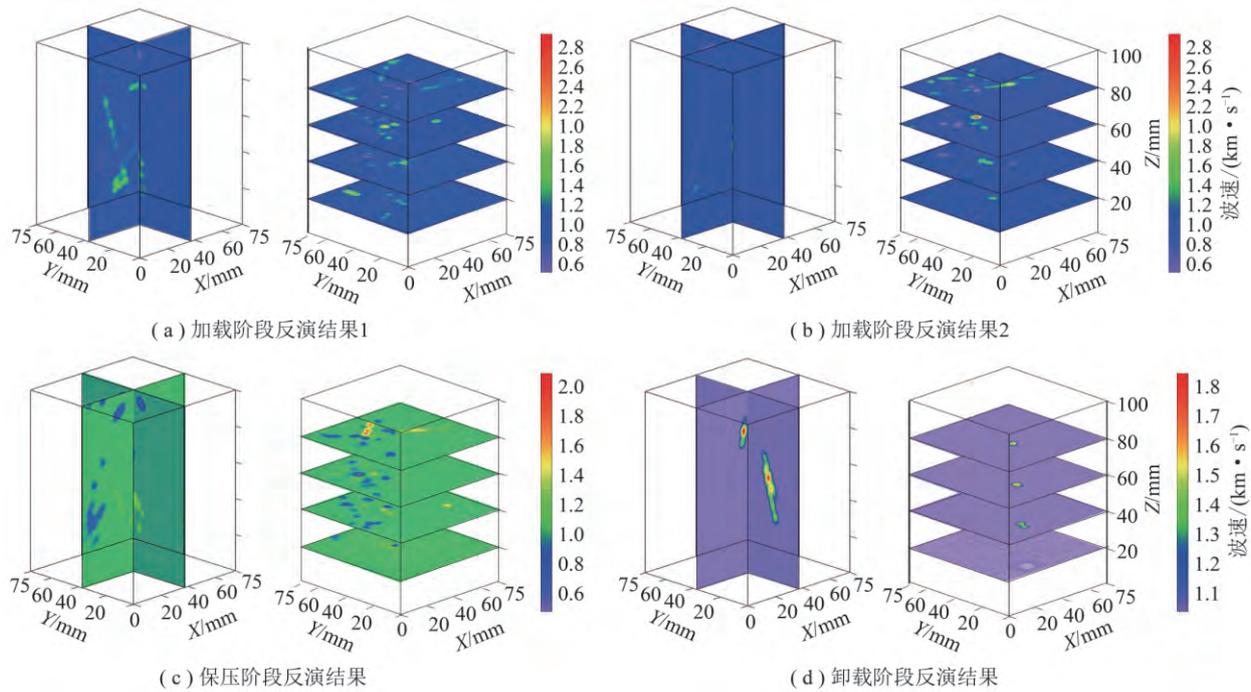


图 14 煤样 3-4 在不同中间主应力三轴卸载下的波速成像演化 ( $\sigma_2 = 28.2 \text{ MPa}$ )

Fig. 14 Wave velocity evolution characteristic of coal sample 3-4 under triaxial unloading test ( $\sigma_2 = 28.2 \text{ MPa}$ )

低波速区。随着载荷初步增加,煤样内高波速区转移与扩展,同时波速异常区明显扩大。当真三轴载荷进一步增加,煤样内出现大面积低波速带,波速极小值不断降低,试样内大量的裂隙产生与闭合使高波速区、波速异常区迅速变化转移,煤样处于极不稳定状态。

(5) 对比声发射反演图中的高波速区、低波速区、波速异常区和煤样试验前后的宏观破裂面和微观裂隙发育情况可发现,试验进程中煤样内部的微裂隙的萌生和发育表现为低波速区扩展和贯通,而试验后的宏观破裂面与波速异常丰富区和低波速区之间有良好的对应关系。

#### 参考文献 (References):

[1] HE M C, SOUSA L R E, MIRANDA T, et al. Rockburst laboratory tests database—Application of data mining techniques [J]. *Engineering Geology*, 2015, 185: 116–130.

[2] 杜坤. 真三轴卸载下深部岩体破裂特性及诱发岩爆机理研究 [D]. 长沙: 中南大学, 2013.

DU Kun. Study on the failure characteristics of deep rock and the mechanism of strainburst under true triaxial unloading condition [D]. Changsha: Central South University, 2013.

[3] 谢和平, 周宏伟, 刘建锋, 等. 不同开采条件下采动力学行为研究 [J]. *煤炭学报*, 2011, 36(7): 1067–1074.

XIE Heping, ZHOU Hongwei, LIU Jianfeng, et al. Mining-induced mechanical behavior in coal seams under different mining layouts [J]. *Journal of China Coal Society*, 2011, 36(7): 1067–1074.

[4] 高春玉, 徐进, 何鹏, 等. 大理岩加卸载力学特性的研究 [J]. *岩石*

力学与工程学报, 2005, 24(3): 456–460.

GAO Chunyu, XU Jin, HE Peng, et al. Study on mechanical properties of marble under loading and unloading conditions [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2005, 24(3): 456–460.

[5] 苏承东, 翟新献, 李永明, 等. 煤样三轴压缩下变形和强度分析 [J]. *岩石力学与工程学报*, 2006, 25(2): 2963–2968.

SU Chengdong, ZHAI Xinxian, LI Yongming, et al. Study on deformation and strength of coal samples in triaxial compression [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2006, 25(2): 2963–2968.

[6] FUJII H, SAITO Y, TANAKA M, et al. The AE characteristic in hard rock and soft rock specimens of compression failure using optical type AE sensor (FOD) [A]. *National Conference on Acoustical Emission* [C]. Kyoto, 2009, 17: 99–102.

[7] AMANN F, BUTTON E A, EVANS K F, et al. Experimental study of the brittle behavior of clay shale in rapid unconfined compression [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2011, 44(4): 21–33.

[8] SUN X M, XU H C, HE M C, et al. Experimental investigation of the occurrence of rockburst in a rock specimen through infrared thermography and acoustic emission [J]. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 2017, 93: 250–259.

[9] SHKURATNIK V L, FILIMONOV Y L, KUCHURIN S V. Regularities of acoustic emission in coal samples under triaxial compression [J]. *Journal of Mining Science*, 2005, 41(1): 44–52.

[10] GOODFELLOW S D, TISATO N, GHOFRANITABARI M, et al. Attenuation properties of fontainebleau sandstone during true-triaxial deformation using active and passive ultrasonics [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2015, 48(6): 2551–2566.

[11] CAI W, DOU L M, CAO A Y, et al. Application of seismic velocity tomography in underground coal mines: A case study of Yi-

- ma mining area ,Henan ,China[J].Journal of Applied Geophysics , 2014 ,109( 10) : 140-149.
- [12] 窦林名 蔡武 巩思园 等.冲击危险性动态预测的震动波 CT 技术研究[J].煤炭学报 2014 ,39( 2) : 238-244.  
DOU Linming ,CAI Wu ,GONG Siyuan ,et al.Dynamic risk assessment of rock burst based on the technology of seismic computed tomography detection [J].Journal of China Coal Society ,2014 , 39( 2) : 238-244.
- [13] HOSSEINI N ,ORAEE K ,SHAHRIAR K ,et al.Studying the stress redistribution around the longwall mining panel using passive seismic velocity tomography and geostatistical estimation [J].Arabian Journal of Geosciences 2013 ,6( 5) : 1407-1416.
- [14] 巩思园.矿震震动波波速层析成像原理及其预测煤矿冲击危险应用实践[D].徐州: 中国矿业大学 2010.  
GONG Siyuan.Research and application of using mine tremor velocity tomography to forecast rockburst danger in coal mine [D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology 2010.
- [15] 王常彬 ,曹安业 ,井广成 ,等.单轴受载下岩体破裂演化特征的声发射 CT 成像.岩石力学与工程学报 ,2016 ,35( 10) : 2044-2053.  
WANG Changbin ,CAO Anye ,JING Guangcheng ,et al. Evolution characteristics of rock fracture under uniaxial loading by combining acoustic emission and CT imaging [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2016 ,35( 10) : 2044-2053.
- [16] 窦林名 赵从国 杨思光 等.煤矿开采冲击矿压灾害防治[M].徐州: 中国矿业大学出版社 2006.
- [17] 杨建 ,王连俊.岩爆机理声发射试验研究[J].岩石力学与工程学报 2005 ,24( 20) : 3796-3802.  
YANG Jian ,WANG Lianjun.Study on mechanism of rock burst by acoustic emission testing [J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2005 ,24( 20) : 3796-3802.

姜耀东, 潘一山, 姜福兴, 等. 我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 205-213. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2013.0024

Jiang Yaodong, Pan Yishan, Jiang Fuxing, et al. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205-213. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2013.0024

## 42 我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治

姜耀东<sup>1,2</sup>, 潘一山<sup>3</sup>, 姜福兴<sup>2,4</sup>, 窦林名<sup>5</sup>, 鞠 杨<sup>1,2</sup>

(1. 中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院, 北京 100083; 2. 中国矿业大学(北京)煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 北京 100083; 3. 辽宁工程技术大学力学与工程学院, 辽宁 阜新 123000; 4. 北京科技大学土木与环境工程学院, 北京 100083; 5. 中国矿业大学矿业工程学院, 江苏 徐州 221116)

**摘要:** 总结了我国煤矿冲击地压灾害发生的特点, 分析了冲击地压、岩爆和矿震之间存在的联系和区别, 建立了煤矿冲击地压的3种力学模型: 材料失稳型冲击地压、滑移错动型冲击地压和结构失稳型冲击地压。提炼出煤炭开采中的冲击地压研究需要解决的4个方面的科学问题: 地质赋存环境对冲击地压的作用机制及量化分析方法、深部断续煤岩体的变形破坏规律和工程动力响应特征、采动应力分布和能量场的时空演化规律与多因素耦合致灾机理、煤矿冲击地压的监测预警与防治方法。总结归纳了近年来我国在冲击地压机理与防治技术方面的研究成果以及存在问题, 指出了今后我国煤矿提高冲击地压防治水平的努力方向。

**关键词:** 冲击地压; 煤炭开采; 冲击地压分类; 冲击地压防治; 机理

**中图分类号:** TD324      **文献标志码:** A      **文章编号:** 0253-9993(2014)02-0205-09

### State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China

JIANG Yao-dong<sup>1,2</sup>, PAN Yi-shan<sup>3</sup>, JIANG Fu-xing<sup>2,4</sup>, DOU Lin-ming<sup>5</sup>, JU Yang<sup>1,2</sup>

(1. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China; 2. State Key Lab of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China; 3. School of Mechanics and Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China; 4. Civil and Environmental Engineering School, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China; 5. School of Mining Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** The features of coal bumps happened in Chinese coal mines were described. The definition of terminology among coal bumps, rock bursts and mine tremors were discussed. The mechanisms of coal bumps were classified into three models. These are bounce failure of openings surrounding rock or coal, translatory burst of coal seam between roof and floor or slipping burst of geologic faults, and structure sudden destabilization of an entire pillar or massive strata around mining panels. Moreover, four key issues in research point of view for fully understanding and better controlling phenomena of coal bumps were discussed. These issues involve the geological conditions relevant to coal bumps and the quantitative analysis method, the properties and engineering behaviour of discontinuous rock masses under the dynamic loading, the multi-factor coupling interaction mechanisms between coal bumps and space-time distribution of mining-induced stresses and energy in mining disturbed region, and the monitor-detect prevention and control methods of coal bumps. Finally, significant development and existing problem in controlling coal bumps in China were reviewed, and recent trends and a path forward on control of coal bumps in future were also pointed out.

**Key words:** coal bumps; coal mining; classification of coal bumps; prevention of coal bump; mechanism

收稿日期: 2013-12-10      责任编辑: 常 琛

基金项目: 国家重点基础研究发展规划(973)资助项目(2010CB226800); 国家自然科学基金资助项目(51174213); 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室开放基金资助项目(SKLCRSM11KFB08)

作者简介: 姜耀东(1958—), 男, 江苏海安人, 教授, 博士生导师, 博士。E-mail: jiangyd@cumtb.edu.cn

随着煤炭资源开采深度和开采强度的增加,矿井冲击地压等动力灾害日益加剧,严重地威胁着煤矿开采的安全<sup>[1]</sup>。据统计,1985年我国冲击地压煤矿有32个,而2011年底,发生冲击地压的矿井就多达142个,同时,全国有近50个矿井开采深度达到或超过1000m;2006—2013年,先后有新汶、抚顺、华亭、北京、义马、阜新、鹤岗、七台河、平顶山等煤炭生产企业因冲击地压而导致的重大伤亡事故多达35次,造成300余人死亡,上千人受伤。冲击地压的破坏程度也呈增大趋势,仅2011-11-03发生在河南义马千秋煤矿的一起冲击地压事故<sup>[2]</sup>就造成10人死亡,64人受伤,直接经济损失2748.48万元。

统计分析表明,各种类型的矿井都有冲击地压发生的报告,各类煤层都发生过冲击现象,地质构造从简单到复杂,煤层从薄到特厚,倾角从水平到急倾斜,砾岩、砂岩、灰岩、油母页岩顶板都发生过冲击地压。开采深度最浅的只有157m,2011-03-24神华新疆有限责任公司乌东煤矿北采区发生冲击地压造成1人死亡,2人受伤。但随着深部开采深度的增加,冲击地压的频度和强度都在增加。从采煤方法来讲,长壁、短壁、房柱式、放顶煤、分层开采等都发生过冲击地压;从采煤工艺来讲,综采、普采、炮采、水采、水砂充填等各种工艺也都发生过冲击地压。

煤矿冲击地压不仅危害程度大,影响面广,而且是诱发其它煤矿重大事故的根源。冲击地压的发生可能诱发瓦斯异常涌出、瓦斯爆炸等重特大灾害<sup>[3]</sup>。2003年淮北芦岭煤矿“5·13”冲击地压诱发瓦斯爆炸事故,造成84人死亡;2005年“2·14”阜新孙家湾煤矿瓦斯突出就是因冲击地压诱发大量瓦斯涌出,进而发生特大瓦斯爆炸,死亡214人;新汶华丰煤矿在开采山西组4煤层过程中,频繁发生冲击地压,冲击地压又导致顶板水的大量突出,在该矿工作面突水量增大的次数与冲击地压发生的次数成正相关<sup>[4]</sup>。

我国是采煤大国,2012年中国采出了36.5亿t原煤,占世界煤炭总产量的47.5%,加之煤田地质条件的复杂性,我国的煤矿冲击地压问题尤为突出。学术界对煤矿冲击地压的机理和防治问题一直非常重视<sup>[5-7]</sup>。2001年11月的175次香山科学会议、2010年7月的中国科协51次新观点新学说“岩爆机理探索”学术沙龙、2012年11月的中国工程院岩爆突水工程科技论坛、2013年8月全国防治煤矿冲击地压高端论坛等都把煤矿冲击地压问题作为重点探讨;2004年国家自然科学基金委员会设立的重大项目“深部岩体力学基础研究与应用”、2010年国家科技部设立的国家重点基础研究发展计划(973计划)“煤炭深部开采中的

动力灾害机理与防治基础研究”也是重点研究煤矿冲击地压问题。但是由于问题的复杂性,目前对冲击地压的机理和防治技术的研究还不够充分,需进行长期艰苦的探索和实践才可能取得突破进展。

## 1 冲击地压的界定与分类

### 1.1 冲击地压的界定

冲击地压、岩爆与矿震<sup>[8-9]</sup>是地下工程和采矿工程领域常见的岩石动力破坏现象,但一直以来人们对于冲击地压、矿震和岩爆等术语的理解仍不够清晰。由于行业背景的差异,在我国水电交通隧道等行业将这种现象称之为岩爆,而在煤矿和冶金等采矿行业称之为冲击地压或矿震。全国科学技术名词审定委员会审定公布的这3个术语的定义分别如下:

冲击地压是指井巷或工作面周围岩体,由于弹性变形能的瞬时释放而产生突然剧烈破坏的动力现象,常伴有煤岩体抛出、巨响及气浪等现象。它具有很大的破坏性,是煤矿重大灾害之一。

岩爆是指地下工程开挖过程中由于应力释放出现围岩表面自行松弛破坏并喷射出来的现象。

矿震是指井巷或工作面周围煤岩体中突然在瞬间发生伴有巨响和冲击波的震动但不发生煤岩抛出的弹性变形能释放现象。

现在岩石力学界的部分学者认为冲击地压和岩爆是同一岩石动力学现象,把冲击地压和岩爆作为同义词合并,但有煤矿行业背景的学者并不认同这种观点,这在2010年7月的中国科协51次新观点新学说“岩爆机理探索”学术沙龙上讨论争论中表现得尤其突出。

这种理解上的差异是由于行业对工程的要求不同所产生的。在煤炭行业,由于井巷或工作面工程的相对临时性和经济性要求,通常是可以容忍井巷或工作面的围岩发生变形或破坏,只要围岩结构不失稳而满足安全生产要求即可;而水电交通行业的隧道等地下工程是百年大计,这些工程是不能容许围岩发生破坏和产生大变形的。另外,采动应力的存在是煤矿等矿业工程的一大特点,水电交通行业的隧道工程扰动应力影响的范围和程度与煤矿采动引起的扰动存在数量级别的差异。

冲击地压和岩爆的共同点是“在地应力高的岩体中开挖硐室,由于围岩应力突然释放,岩块破裂并抛出的动力现象”。差异在于,采矿工程中把这种动力现象是否产生“破坏性”、是否成为“灾害”作为是否发生冲击地压的标志。如果这种动力破坏没有成为“灾害”、不影响安全生产,可以不予理睬,即可以

不采取治理措施,否则就要采取治理措施。因此,煤炭行业通常只把需要采取治理措施的岩石破坏动力现象称为冲击地压。这种是否产生“破坏性”、是否成为“灾害”的确定对采矿行业是十分必要的,因为国家《煤矿安全规程》和《冲击地压煤层安全开采暂行规定》中对冲击地压矿井有特殊的防治要求,这将直接影响煤矿企业的生产安全和经济效益。

另外国际上关于岩爆的定义也是多样的,有兴趣的读者可参考文献[10]。

矿震是在区域应力场作用下,受开采活动影响而发生的一种诱发地震。矿震除了可由采矿活动引起外,地面活动、采空区顶板冒落、煤层片帮、冲击地压和岩爆等都有可能诱发矿震。尽管有许多矿震并不造成灾害,但有些矿震可能会诱发冲击地压,反过来强烈的冲击地压也能够引起矿震。

## 1.2 冲击地压的分类

国内外学者从不同的角度提出了不同的冲击地压分类方法。如按冲击地压发生位置可分为煤层冲击地压、顶板冲击地压和底板冲击地压;按冲击压力来源可分为重力型、构造型和重力-构造型;按冲击能量大小可分为微冲击、弱冲击、中等冲击、强冲击和灾难性冲击类型等<sup>[11]</sup>;Rice从煤岩材料受载类型和破坏形式将冲击地压分为受静载引起的应力型冲击失稳和受动载引起的震动型冲击失稳;佩图霍夫根据冲击地压与工作面的位置关系将冲击地压分为两类:一类是发生在工作面的由采掘活动直接引起的冲击地压,另一类是远离工作面,由于矿区或井田内大区域范围的应力重分布引起的冲击地压<sup>[12]</sup>;潘一山等<sup>[13]</sup>根据对我国冲击地压现状的研究,将之分为煤

体压缩型冲击地压、顶板断裂型冲击地压和断层错动型冲击地压3种基本类型;何满潮等<sup>[14]</sup>通过对煤岩冲击失稳的能量聚积和转化特征的研究,建立了以复合型能量转化为中心的煤岩冲击失稳分类体系,将冲击地压分为单一能量诱发型和复合能量转化诱发型两大类,其中单一能量型又可分为固体能量诱发型、气体能量诱发型、液体能量诱发型、顶板垮落能量诱发型和构造能量诱发型,该分类方法较以往的按冲击能量特征分类更突出煤岩冲击失稳的本源和主要影响因素。

更多的学者按照煤岩冲击失稳的物理特征进行分类研究,总结起来可将冲击地压分为3类:①岩爆型冲击地压,是指在高应力作用下,煤岩材料发生弹射、爆炸式的破坏;②顶板垮落型冲击地压,上覆厚且坚硬的顶板悬伸在矿柱上,达到一定跨度折断或垮落时对矿柱形成压力波,引起矿柱煤体的瞬时破坏;③构造型冲击地压,构造应力作用下,煤岩体发生突然的失稳冲击。

冲击地压现象的本质是高应力状态作用下煤岩体的突然失稳破坏。从应力状态导致煤岩体的突然失稳破坏的本质对冲击地压的进行分类研究,本文将煤矿冲击地压分为3类:材料失稳型冲击地压、滑移错动型冲击地压和结构失稳型冲击地压。

### (1) 材料失稳型冲击地压。

材料失稳型冲击地压是指井巷或工作面周围岩体在开挖过程中,煤岩体内应力集中达到一定程度后,煤岩材料内部裂纹不断扩展、贯通、汇聚,并导致一定范围内的煤岩体发生弹射、爆炸式的破坏而发生的冲击突出。材料失稳型冲击地压如图1(a)所示。

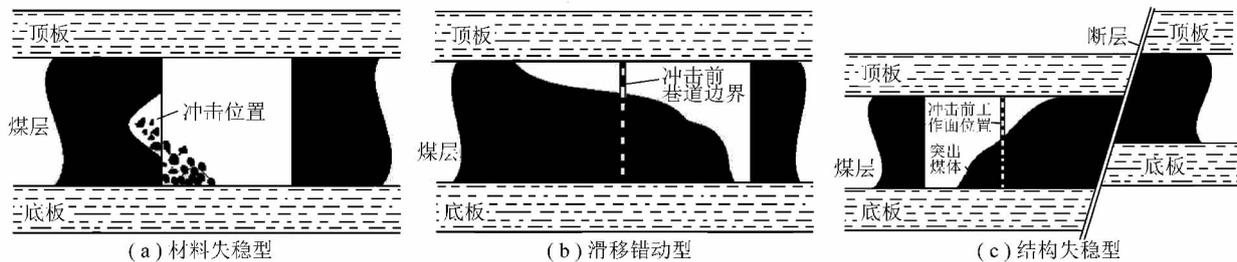


图1 冲击地压的三种类型示意图

Fig. 1 The scheme of three types of coal bump

### (2) 滑移错动型冲击地压。

滑移错动型冲击地压如图1(b)所示,是指在采动影响下由于顶底板与煤层刚度的不同而导致的煤层滑移错动冲击挤出,如Lippmann研究的煤层平动突出模型<sup>[15]</sup>;或井巷附近的断层、构造或结构面的滑移错动诱发而产生突然剧烈破坏的动力现象。

### (3) 结构失稳型冲击地压。

井巷或工作面周围岩体,由于采动应力或顶板大面积悬顶突然破断或矿震诱发而产生突然剧烈破坏的动力现象,经常是煤柱或巷道围岩大面积的冲击突出而发生整体井巷结构失稳,如图1(c)所示。如孤岛工作面的开采、煤柱的回收、坚硬顶板下的煤层开采等。例如2008-06-05千秋煤矿发生的一起冲击地压事故,采场围岩瞬间释放的巨大能量致使105 m

长的巷道工程发生冲击突出破坏。

在煤炭开采实践中,第2、3类的冲击地压所引发的破坏通常比第1类更剧烈,这类冲击地压冲出煤量大、动能多、震动大,往往造成巨大的破坏和严重后果。

## 2 冲击地压发生机理与防治研究中的关键科学问题

生产实践表明煤矿冲击地压这种动力灾害现象发生时一般没有明显的宏观前兆,具有突发性、瞬时震动性、巨大破坏性特征,事先难以确定发生的时间、地点和强度。从力学本质上讲煤矿冲击地压是特定地质赋存条件下的煤岩体系统由于采矿活动在变形破坏过程中能量的稳定态积聚、非稳定态释放的非线性动力学过程,是其外部荷载环境、内部结构、构造及其物理力学性质的综合反映,其形成过程非常复杂,涉及地质、采矿、地球物理、岩石力学和非线性动力学等交叉学科,同时该问题具有明显的时空演化特征。

与地下厂房、水电硐室、地铁隧道等其它行业地下工程相比,煤矿开采具有十分鲜明的特征:① 开采空间范围大。我国深部煤矿普遍采用长壁开采方法,形成了数十万甚至数百万立方米的开采空间,开采范围之大、采动波及之广是其他任何地下工程不能比拟的。② 开采扰动强烈。大空间快速推采的长壁开采方法对围岩形成强烈开采扰动,引起上覆岩层垮落、地表大面积变形沉降,尤其是对于深部一矿一面集中开采的千万吨级矿井而言,开采所导致大范围的强烈扰动更是浅部开采和其它地下工程所不能比拟的。③ 介质属性和应力状态复杂。除了深部煤田地质赋存条件的复杂性外,大范围开采对采掘空间周围煤岩体形成反复扰动,使之多次经历变形、破坏过程,致使煤岩体的介质属性既具有断续结构特征,又具有破断介质属性;工作面处于高地应力和强卸荷共同作用下,采掘诱致地应力重分布时空关系复杂,高应力释放、转移、传递引起的煤岩体能量耗散与能量释放过程的动力学特征明显,极易诱发冲击地压动力灾害。

我国学者通过多年研究,提出煤炭开采中冲击地压机理和防治技术领域需解决的4个关键科学问题:

(1) 地质赋存条件对冲击地压的作用机制及量化分析方法。

在长期的地质演变过程中深部煤岩体内蕴藏着巨大的变形能,其储能程度和原岩应力分布既取决于煤岩体的硬度、致密性和矿物成分,也取决于地质构造、断层、褶曲的程度。同时深部煤层开采时坚硬顶板(特别是厚层砂岩顶板)的运动失稳也是导致矿柱和采场巷道工作面发生瞬时冲击动力灾害的诱因。

因此冲击地压灾害与煤岩组分、断层、褶曲、原始应力场和构造应力异常密切相关,如何科学定量描述地质赋存条件的作用机制及其与煤矿冲击地压灾害的相关性是一个共性科学问题。通过研究这一科学问题,揭示煤岩体的冲击倾向性、地质构造和原岩应力条件对煤矿深井动力灾害成灾的作用机制。

(2) 深部断续煤岩体的变形破坏规律和工程动力响应特征。

深部煤岩体通常为含有节理裂隙的层状结构。深部煤炭的集中开采强烈扰动使得采场和巷道周围的煤岩体不可避免地发生变形和破坏从而形成断续结构。在多次开采扰动和长期的流变过程中,这种断续结构煤岩体会出现新的破裂和强度不断衰减的循环过程,从而导致大变形、强流变和超低摩擦效应,在一定条件下将会引起冲击地压动力灾害。在深部煤炭开采工程中,巷道围岩的破坏并不意味着巷道的失效,围岩的突发性动力破坏是由于断续煤岩体结构特征、外荷载作用、岩石卸压与能量释放的共同作用结果。因此通过探索深部断续煤岩体的变形破坏规律和工程动力响应特征这一科学问题,研究断续煤岩体结构特征及破裂后的变形破坏特征,研究允许围岩破坏但限制其变形发展的稳定条件,从而搞清楚巷道围岩破裂后(峰后)的力学响应、围岩失稳特性及其演化规律和动力失稳控制对策。

(3) 采动应力分布、能量场的时空演化规律与多因素耦合致灾机理。

开采前煤岩体处于深部三维应力平衡状态下,开采活动打破了原有的应力平衡,导致采场三维空间中的宏观应力场与能量场的重新分布,这种应力场与能量场的动态演化与发展必然为动力灾害的孕育、发生和发展创造条件。因此通过研究采动应力分布和能量场的时空演化规律与多因素耦合致灾机理,可以揭示深部裂隙煤岩体在开采过程中的能量积聚与释放机制、能量场的时空演化规律以及动力灾变的能量触发条件,提出基于能量突变的深部煤岩体动力失稳的模型与判别准则和能量分析体系。

(4) 冲击地压的多参量监测预警与防治的理论与方法。

在冲击地压动力灾害孕育发展过程中,煤岩体内应力状态将发生变化并同时伴随能量的释放,其中,微震、声发射、电磁辐射就是这种释放过程的物理效应之一。研究煤岩体在变形破坏过程中的应力、微震、声发射、电磁辐射等前兆信息规律,通过监测、分析井巷和采场附近煤岩体的应力变化及微震、声发射和电磁辐射活动等前兆信息的多参量动态变化趋势,

就可以建立冲击地压监测预警系统进行预警预报和有效防治。同时从冲击地压等动力灾害发生的条件入手,探讨开拓开采巷道布置方式、开采顺序、保护层开采等方法控制应力分布的机理;研究新矿井在开采设计阶段或已生产矿井对未开采区域进行合理开采设计与保护层开采对防止冲击地压等动力灾害发生的机理,提出煤矿深部开采的优化开采设计理论与方法。

### 3 冲击地压发生机理与防治技术研究现状及存在问题

#### 3.1 煤矿发生冲击地压的地质构造条件及相互作用机制

深部煤矿冲击地压的形成与矿井深部区域地质特征、构造形成演化过程及区域应力环境等因素有着密切的关系,深部煤层所经历地质演化控制着煤层的产状、展布和厚度,影响着地质构造的赋存、构造应力场或残余应力场的分布。地质的动力运动产生了多种地质构造,而这些构造的特征直接决定着矿井地质灾害的发生条件,也是诱发煤矿冲击地压的主要因素。研究表明煤岩的冲击倾向性、断层和褶曲赋存状况、上覆岩层赋存条件是诱发冲击地压的主要地质条件。

煤层冲击倾向性指标最早由波兰学者提出,我国目前用弹性指数、冲击能指数、动态破坏时间和单轴抗压强度4个指标作为煤层的冲击倾向性指标。通过对近10年我国发生冲击地压的矿井进行统计发现,其中强冲击倾向性占29%,中等冲击倾向性占8%,弱冲击倾向性占38%,未做冲击倾向性鉴定占25%,说明大部分发生冲击地压矿井的煤层都具有冲击倾向性。但在一些没有冲击倾向性的矿井也发生了冲击地压,如徐州权台矿、平顶山十矿和北京大安山矿均为软弱无冲击倾向煤层。考虑到实验室内进行的煤岩冲击倾向性测定只是针对煤岩样进行的单轴实验,未能体现煤岩体大尺度结构面和地应力的影响,建议将煤岩的冲击倾向性与煤岩结构、地质异常条件、煤岩受力状态和采动影响等因素联系起来对煤层冲击危险性进行综合评价。

诱发冲击地压发生的另一个主要地质因素为断层和褶曲等地质构造,国内外学者研究了煤矿冲击地压的发生与向斜轴部、特别是构造变化区、断层附近、煤层倾角变化带、煤层褶皱、构造应力带等区域的关系<sup>[16-18]</sup>。我国学者一个重要的研究进展就是发现了不同断层类型与冲击地压发生的关联性<sup>[19]</sup>,地质构造控制的冲击地压分为增压和减压2种类型,工作面过逆断层时为增压型,如义马、鲍店等矿区的向斜构造,容易引发强烈的冲击地压;工作面过正断层时

为减压型,不会发生冲击地压。义马煤田位于东北边界的岸上断层、西北边界的扣门山—坡头断层及南部边界的F16逆冲断层所组成的三角形断块范围内,位于这一范围内的跃进煤矿和千秋煤矿都是冲击地压的重灾区。2011-11-03,义煤集团千秋煤矿21221掘进工作面下巷发生能量0.35GJ、震级4.1级的冲击地压事故,造成10人死亡,60余人受伤。

确定断层和褶曲等地质构造类型非常重要。目前对诱发深部煤矿冲击地压的地质条件的精细探测主要集中在煤层赋存形态和小断层的精确描述。国内外对地质构造的探测技术主要有探地雷达技术、TSP超前地质预报技术、三维地震勘探技术等。而对于探测数据的成像方法研究动向则是从各向同性叠前时间成像向各向异性叠前深度成像发展<sup>[20-22]</sup>。

上覆岩层状况(包括坚硬顶板、巨厚覆岩)也是影响冲击地压是否发生的重要因素,在受到采动影响的条件下,由于坚硬顶板不能及时垮落,大面积悬顶而导致应力和能量集聚,从而形成动载诱发冲击地压或矿震,如新汶、大同和兖州等矿区。

今后应针对我国深部煤炭资源开采的实际情况,研究深部煤层地质构造特征,探索煤层、顶底岩层空间结构、宏观力学性质与动力突出之间的关系,从本质上把握煤、岩石的宏观力学特性及其冲击倾向性的内在属性;研究煤层断层褶曲构造特征与构造应力分布规律,建立地球物理信号精细探测响应特征和反演解释理论和综合探测方法;研究煤岩石矿物成分和细观结构与冲击倾向性的耦合关系和模型描述,构建煤、岩石组分和细观结构冲击倾向性的判别准则。

#### 3.2 煤矿冲击地压的发生机理

如前所述,我国是世界上采煤量最多的国家,也是冲击地压发生最多的国家,因此学术界对煤矿冲击地压发生的机理非常活跃,将冲击地压过程作为动力稳定性问题进行分析,基于弹性、塑性理论和稳定性理论,对冲击地压的机理进行了深入的研究,先后提出了刚度理论、强度理论、能量理论、冲击倾向理论、变形系统失稳理论、剪切滑移理论、三准则理论、“三因素”理论、强度弱化减冲理论、复合型厚煤层“震冲”机理、岩体动力失稳的折迭突变机理、冲击启动理论、煤岩组合冲击机理、冲击地压和突出的统一失稳理论等<sup>[23-25]</sup>。文献资料表明,我国是提出冲击地压机理和理论最多的国家。

冲击机理研究大致可分为3类:第1类是从研究煤岩材料的物理力学性质出发,分析煤岩体失稳破坏特点以及诱使其失稳的固有因素,同时利用混沌、分叉等非线性理论来研究冲击失稳过程;第2类是从研

究突出区域所处的地质构造以及变形局部化出发,分析地质弱面和煤岩体几何结构和冲击地压之间的相互关系;第3类是研究工程扰动(如放炮所产生的震动波等)和采动影响与冲击地压之间的关系。

应当指出,尽管目前关于冲击地压发生机理的观点或学说较多,但还不能有效用于解释和指导冲击地压的监测与防治。例如比较有影响的“三因素”理论,认为发生冲击地压必须同时具备三因素,即内存因素煤岩体具有冲击倾向性,应力因素即有超过煤岩体破坏强度的应力作用,结构条件即具有弱面和容易引起突变滑动的层状介面,只有同时具备这3个条件才会导致冲击地压的发生,否则不会发生冲击地压。但如前所述,在一些测定为无冲击倾向性煤层的矿井也发生了冲击地压。

究其原因,并不是学者们在冲击地压机理方面的研究方法不对,问题的关键在于如前所述冲击地压存在3种不同的分类,每一种理论可以去解释一种条件下发生的冲击地压,很难用统一的理论去解释所有的冲击地压现象。同时,冲击地压的机理研究非常重要,只有充分理解了其机理才可能采取合理的监测与防治措施。

深部煤矿开采过程中的应力场与能量场的动态演化与发展必然为冲击地压的孕育、发生和发展创造条件。冲击地压是一种能量释放在时间上非稳定、在空间上非均匀的过程;即从时间上看,煤岩体中能量释放速率大于消耗能量速率,则系统的破坏是不稳定的;从空间上看,各点处的能量释放量构成了空间能量释放梯度。在总释放量相同的条件下,如果能量释放的空间分布是不均匀的,或者说是集中在某一点或某几点上,则在这些点上所释放的能量就有可能克服周围煤岩体的阻力,从而形成冲击地压等动力灾害。在高应力和强扰动的深部开采环境中,采动空间能量场的时空演化过程直接决定了冲击地压的发生特点和孕育条件。这种冲击地压的能量场观点就有助于我们去研究区域性监测技术,例如地震波CT技术和微震监测技术。

随着开采深度和开采扰动的增加,多因素耦合致灾机理的特点也越发明显<sup>[26-27]</sup>。研究深部裂隙煤岩体在开采过程中的能量积聚与释放机制、能量场的时空演化规律以及动力灾变的能量触发条件,提出基于能量突变的深部煤岩体动力失稳的模型与判别准则和能量分析体系,利用非线性分叉理论和混沌动力学来研究煤岩体微观破裂演化诱致煤岩体发生的冲击地压的全过程应成为今后主要的攻关方向,也必将为探索冲击地压灾害机理与防治的新途径。

### 3.3 采动覆岩空间结构运动与冲击地压孕灾过程

我国煤矿普遍采用长壁开采方法,随着采场的不断推进,覆岩空间结构是在变化之中,其采动应力的分布范围也是在变化之中,存在“第一次来压”和“正常推进”两种采动应力分布特征。针对深部开采条件下覆岩空间结构运动与采动应力场耦合特点以及应力与能量突变的动力学过程,我国学者提出了“覆岩空间结构-空间应力场-区域性冲击”与“局部应力异常-微震”的深部动力灾害多尺度非线性动力学模型<sup>[28]</sup>,研究相邻采场的影响、多层结构运动引起的多次冲击和矿震、采空区一次“见方”和多重“见方”等阶段引起的冲击地压等,采用“动-静应力场理论”进行工作面巷道的合理布置和评价冲击危险区,从而揭示不同尺度、不同量级动力灾害相互耦合的孕灾过程和触发机制。

根据姜福兴的研究,典型的覆岩空间结构可分为4种<sup>[28-29]</sup>:一面采空(四周为实体煤)的首采工作面,两面采空的工作面,因跳采而留下的三面采空孤岛工作面,因跳采和厚煤层由分层转为放顶煤开采而形成的四面采空的孤岛工作面。从开采技术因素来看,要尽量避免由于开采设计方案不合理或由于采掘接替紧张而形成的孤岛工作面。在四面采空的孤岛工作面空间结构中,当放顶煤工作面推进到接近上分层工作面的停采线时,煤柱将发生2种可能的灾害:一是煤柱突然破裂失稳,发生冲击地压或煤层突出;二是煤柱逐渐破裂,工作面巷道围岩快速变形从而封堵巷道和工作面内煤壁大面积片帮。

今后要进一步研究深部煤炭开采中上覆岩层整体弯曲带中三维宏观应力场的时空分布规律,探索长壁工作面在不同采场结构参数和不同开采方法条件下的采动应力场在上覆岩层弯曲带和断裂带中分布与转移特征,研究直接顶和基本顶在裂隙与垮落过程中的应力变化特征,研究煤柱和巷道围岩中采动支撑压力分布规律和位移变形的变化规律,揭示煤岩动力灾害的采动效应机理。研究煤层厚度、工作面长度与推进速度等参数对基本顶和直接顶破断与垮落过程的影响规律,探索不同层位关键岩层的破断形式、影响范围、瞬间能量释放和传播的岩体动力学效应,得到坚硬顶板第1次裂断或周期性裂断时的能量释放特征。探索局部动力灾害的耦合效应、激增机制及诱发顶板与巷道整体动力失稳的互馈效应与触发条件,建立考虑覆岩结构局部动力破坏与支护体系互馈作用的覆岩空间运动及变形的理论模型和调控方法。

### 3.4 煤矿冲击地压的监测预警技术与综合防治方法

近年来我国在冲击地压监测预警技术方面取得

了长足进展,一些高技术含量的监测设备被引入到冲击地压的监测预警中来。目前,我国煤矿监测预警冲击地压的主要方法有矿压观测法、钻屑法、顶板动态仪、钻孔应力测量法、电磁辐射法、地音法、微震法、地震 CT 技术、电荷感应监测技术。从物理本质分类,矿压观测法、钻屑法、顶板动态仪、钻孔应力测量法属于基于岩石力学原理的直观接触式监测方法,主要以监测冲击地压发生前围岩变形、离层、应力变化、动力现象等特征为主;而电磁辐射法、地音法、微震法、地震 CT 技术、电荷感应监测技术属于地球物理方法。地音和微震都是的监测煤岩破裂时的震动效应,区别在于各自接收震动事件的频率范围不同。地音接收高频低能事件,而微震接收低频高能事件。电磁辐射法和电荷感应监测技术主要是测量煤岩体内应力集中程度,地震 CT 技术是通过声发射来反演煤岩体内的应力分布图像。在上述各种方法中,钻屑法、微震法和地音法是较常用的冲击地压监测手段。钻屑法由德国首先提出,我国《冲击地压煤层安全开采暂行规定》和《煤矿安全规程》都将钻屑法作为确定冲击危险程度和采取措施后的效果检验方法。微震法和地音法在我国一些冲击地压灾害严重的煤矿都已应用,如新汶华丰矿、徐州三河尖矿、义马千秋矿和抚顺老虎台矿等。

窦林名研制了 Seicom 分布式广域网微地震监测系统 and KJ-100 顶板离层遥测监控系统<sup>[30-31]</sup>,并进行了矿震远程监测系统的建设,可以在实验内和监测矿井同时分析实测数据。姜福兴自行研制了“震动场-应力场”一体化监测预警系统<sup>[29]</sup>,通过微震监测技术监测煤岩体在变形和破坏过程中,裂纹产生、扩展、摩擦时内部积聚的能量以应力波的形式释放,产生微震事件,借助专业化的数据处理软件,能够实现在三维空间中实时准确地确定岩体中微震事件发生的位置、量级,从而对煤岩体的变形破坏的活动范围、稳定性及其发展趋势做出定性、定量评价,确定危险区域;通过监测采动应力变化,比较不同时刻每个测点的相对应力的变化量和应力梯度等值线的变化,可以评价冲击危险性和冲击危险区域。这种具有我国自主知识产权的“震动场-应力场”一体化监测预警系统,同时监测微地震定位和采动应力的变化,目前在我国的 60 多个煤矿应用,已经成为实时冲击危险性预警的主要手段。该多指标预警系统在原理上优先于单指标的在原理上优先于波兰的 ARAMIS MPE 微震监测系统,并实现了远程数据传输和实测数据分析。天地科技股份有限公司采矿所也开展了采用便携式微震仪对解危效果井下检验的尝试<sup>[32-33]</sup>。

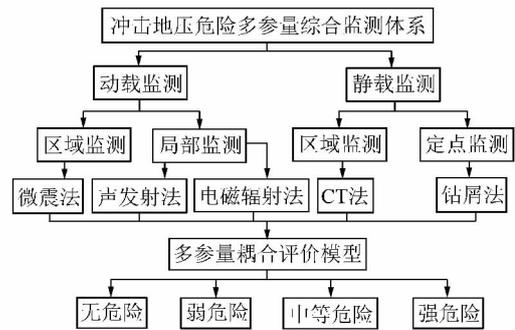


图 2 冲击危险的多参量综合监测体系

Fig. 2 Flow chart for assessing disaster potential of coal bumps

由于冲击地压发生机理的复杂性,冲击危险的前兆信息及多参量监测判别技术正逐渐成为冲击地压主要监测预警模式,其原理如图 2 所示。应当指出,不同监测系统的监测原理不同,监测对象、有效精度、监测范围也不同,如何从这些前兆信息中判别得出的正确的预警结果仍有很长的路要走。例如义马千秋煤矿虽然安装了 ARAMIS、ESG 微震监测系统和 KBD-5、KBD-7 电磁辐射仪等监测设备,但还是未能对 2011 年发生的“11·3”冲击地压事故做出预测预报。

冲击地压的防治技术可概括地分为 3 种:一是采用采矿优化设计方法以避免冲击地压的发生,包括优化开拓布置、解放层开采、无煤柱开采、预掘卸压巷、宽巷掘进、宽巷留柱法等;二是对已具有冲击危险的区域进行解危,避免高应力集中和改善煤岩体介质性质以减弱积聚弹性能的能力,包括顶板深孔爆破、煤层卸载爆破、煤层高压注水、大孔卸压法、定向水力压裂法、高压水射流切槽、断底爆破法、预掘卸压硐室、煤层高压水力压裂、底板切槽法等;三是采用更有效的支护方法,通过增大支护强度或改善支护方式以提高支护体抵抗冲击的能力,这是一种被动防护方法,如冲击震动巷道围岩刚柔蓄能支护法、高预应力、强力锚杆 U 型钢支护法、门式液压支架(或垛式液压支架)法、恒阻大变形锚杆(索)支护法等。应当指出,开采设计优化方法是从源头上消除应力高度集中,降低冲击地压危险的一类方法,目前许多冲击地压矿井由于在开采设计阶段没有考虑开采中的应力叠加和集中问题,从而造成了后期开采生产中出现了孤岛煤柱开采和上覆煤柱下方开采的局面,如果通过巷道布置优化和保护层开采等开采设计优化手段可达到消除应力多次叠加产生的应力高度集中的目的。

冲击地压的技术管理体系和防冲工作流程设计也十分重要,如山东能源集团制定了严格的冲击地压矿井和严重冲击地压煤层开采生产中的 8 项管理规定:开采前进行冲击地压危险性评价、开采设计方案

优化、开采前的防冲预处理、开采过程中的监测预警、开采过程中的危险区解危、解危效果检验、冲击地压工作面的安全管理、冲击地压防治经验的总结,建立了防冲“三个体系和一个流程”,即组织体系(防冲人员)、技术体系(技术、装备投入)、管理体系(相关防冲管理制度)和闭环式的工作流程,在技术体系中,重点要做到危险区“三强”防冲技术,即强卸压、强监测和强防护,取得了较好的防冲效果。

为满足深部煤矿冲击地压监测预警的重大需求,深井冲击地压的监测预警理论、技术和手段均有待完善。同时,国内外对冲击地压防治方法的机理研究滞后于冲击地压防治的实践,因此对冲击地压等动力灾害机理及防治方法的理论研究仍是今后冲击地压动力灾害研究的长期目标。在装备预警监测设备的基础上,从优化开采设计、改变采动应力场分布、改善局部煤岩体性质等方面入手,研究深部煤矿冲击地压的理论和冲击地压解危技术方法,建立适合我国煤矿深部冲击地压综合防治的理论与技术体系,是最终实现对冲击地压等煤岩冲击地压有效防治的重要保障。

## 4 结 论

(1) 煤矿冲击地压的本质是煤岩体系统由于采矿活动在变形破坏过程中能量的稳定态积聚、非稳定态释放的非线性动力学过程,根据失稳形式和失稳机理对冲击地压进行分类,可分为:材料失稳型冲击、滑移错动型冲击和结构失稳型冲击3种类型。

(2) 煤炭开采中的冲击地压问题研究需要解决4个方面的科学问题:地质赋存环境对冲击地压的作用机制及量化分析方法、深部断续煤岩体的变形破坏规律和工程动力响应特征、采动应力分布和能量场的时空演化规律与多因素耦合致灾机理、煤矿冲击地压的监测预警与防治方法,这些问题的解决有利于揭示冲击地压的机理并提出行之有效的防治方法,保障煤炭资源的安全高效开采。

(3) 我国煤炭深部开采中冲击地压问题的研究取得了一系列的研究成果,但仍需在深部煤层地质构造特征、煤岩层空间结构与动力灾害的关系,深部开采中的采场应力空间演化规律与致灾机理,冲击地压防治方法的理论研究等方面做进一步的探索。

由于篇幅所限,文中省略了大量图表和公式,并感谢王涛、祝捷等同志对本文形成做出的贡献。

### 参考文献:

[1] 姜耀东. 煤岩冲击失稳的机理和实验研究[M]. 北京: 科学出版

社, 2009.

- [2] 河南省人民政府义马集团千秋煤矿,“11·3”重大冲击地压事故调查组. 义马煤业集团股份有限公司千秋煤矿“11·3”重大冲击地压事故调查报告[R]. 2012.
- [3] 李铁,蔡美峰,王金安,等. 深部开采冲击地压与瓦斯的相关性探讨[J]. 煤炭学报, 2005, 30(5): 562-567.  
Li Tie, Cai Meifeng, Wang Jin'an, et al. Discussion on relativity between rockburst and gas in deep exploitation [J]. Journal of China Coal Society, 2005, 30(5): 562-567.
- [4] 景继东,施龙青,李子林,等. 华丰煤矿顶板突水机理研究[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(5): 642-647.  
Jing Jidong, Shi Longqing, Li Zilin, et al. Mechanism of water inrush from roof in huafeng mine [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, 35(5): 642-647.
- [5] 何满潮,谢和平,彭苏萍,等. 深部开采岩体力学研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2803-2813.  
He Manchao, Xie Heping, Peng Suping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2803-2813.
- [6] 姜耀东,赵毅鑫,刘文岗,等. 深采煤层巷道平动式冲击失稳三维模型研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2864-2869.  
Jiang Yaodong, Zhao Yixin, Liu Wengang, et al. Investigation on three-dimensional model of instability of translatory coal bumps in deep mining [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2864-2869.
- [7] 张新荣,刘文岗,姜耀东,等. 深井冲击地压特征及煤岩结构动力失稳分析[J]. 中国矿业, 2008, 17(1): 93-97.  
Zhang Xinrong, Liu Wengang, Jiang Yaodong, et al. Coal bump characters and dynamic instability analysis of coal-rock structure in deep mine [J]. China Mining Magazine, 2008, 17(1): 93-97.
- [8] 潘俊锋,毛德兵,蓝航,等. 我国煤矿冲击地压防治技术研究现状及展望[J]. 煤炭科学技术, 2013, 41(6): 21-25.  
Pan Junfeng, Mao Debing, Lan Hang, et al. Study status and prospects of mine pressure bumping control technology in China [J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(6): 21-25.
- [9] 齐庆新,陈尚本,王怀新,等. 冲击地压、岩爆、矿震的关系及其数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(11): 1852-1858.  
Qi Qingxin, Chen Shangben, Wang Huaixin, et al. Study on the relations among coal bump, rockburst and mining tremor with numerical simulation [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(11): 1852-1858.
- [10] Whyatt J, Blake W, Williams T, et al. 60 Years of rockbursting in the Coeur d'Alene District of Northern Idaho, USA: lessons learned and remaining issues [A]. Presentation at 109th annual exhibit and meeting, Society for Mining, Metallurgy and Exploration [C]. Phoenix, 2002: 25-27.
- [11] 窦林名,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.
- [12] 布霍依诺. 矿山压力和冲击地压[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1985.
- [13] 潘一山,李忠华,章梦涛. 我国冲击地压分布、类型、机理及防治

- 研究[J]. 岩石力学与工程学报. 2003, 22(11): 1844-1851.
- 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): 1844-1851.
- [14] 何满潮, 姜耀东, 赵毅鑫. 复合型能量转化为中心的冲击地压控制理论[A]. 深部资源开采基础理论研究与工程实践[C]. 北京: 科学出版社. 2005: 205-214.
- He Manchao, Jiang Yaodong, Zhao Yixin. Prevention theory of coal mine bumps based on the composite transformation mechanism [A]. Investigation on the Basic Theory and Engineering in Deep Reserves Mining[C]. Beijing: Science Press, 2005: 205-214.
- [15] Lippmann H. Mechanics of "bumps" in coal mines: A discussion of violent deformation in the sides of rockways in coal seams[J]. Appl. Mech. Rev. 1987, 40(8): 1033-1043.
- [16] 彭苏萍. 深部煤炭资源赋存规律与开发地质评价研究现状及今后发展趋势[J]. 煤, 2008, 17(2): 1-12.
- Peng Suping. Present study and development trend of the deepen coal resource distribution and mining geologic evaluation[J]. Coal, 2008, 17(2): 1-12.
- [17] 李长洪, 张吉良, 蔡美峰, 等. 大同矿区地应力测量及其与地质构造的关系[J]. 北京科技大学学报, 2008, 30(2): 115-119.
- Li Changhong, Zhang Jiliang, Cai Meifeng, et al. Measurement of in-situ stress and relationship between the stress and geologic structure in Datong mining area, China [J]. China Journal of University of Science and Technology Beijing 2008, 30(2): 115-119.
- [18] 陈国祥, 窦林名, 乔中栋, 等. 褶皱区应力场分布规律及其对冲击矿压的影响[J]. 中国矿业大学学报, 2008, 37(6): 751-755.
- Chen Guoxiang, Dou Linming, Qiao Zhongdong, et al. The stress field distribution in folding structure areas and its impact on rock burst [J]. Journal of China University of Mining & Technology 2008, 37(6): 751-755.
- [19] 姜福兴, 苗小虎, 王存文, 等. 构造控制型冲击地压的微地震监测预警研究与实践[J]. 煤炭学报, 2010, 35(6): 900-904.
- Jiang Fuxing, Miao Xiaohu, Wang Cunwen, et al. Predicting research and practice of tectonic-controlled coal burst by micro seismic monitoring[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(6): 900-904.
- [20] 王兆磊, 周辉. 在反演过程中利用不同范数准则压制噪声对反演结果的影响[J]. 地球物理学进展, 2007, 22(3): 919-923.
- Wang Zhaolei, Zhou Hui. Using different kinds of norms to suppress the effect of noise in the course of inversion [J]. Progress in Geophysics 2007, 22(3): 919-923.
- [21] 冯德山, 戴前伟, 左德勤. 地质雷达二维时域有限差分正演[J]. 勘察科学技术, 2004, 6: 35-37.
- Feng Deshan, Dai Qianwei, Zuo Deqin. Two-dimensional finite-difference time-domain (FDTD) forward simulation for ground penetrating radar (GPR) model [J]. Site Investigation Science and Technology 2004, 6: 35-37.
- [22] Carcione J M. Ground-penetrating radar: Wave theory and numerical simulation in lossy anisotropic media [J]. Geophysics, 1996, 61(6): 1664-1677.
- [23] 章梦涛, 徐曾和, 潘一山, 等. 冲击地压和突出的统一失稳理论[J]. 煤炭学报, 1991, 16(4): 48-53.
- Zhang Mengtao, Xu Zenghe, Pan Yishan, et al. A united instability theory on coal (rock) burst and outburst [J]. Journal of China Coal Society, 1991, 16(4): 48-53.
- [24] 齐庆新, 康立军, 毛德兵, 等. 我国冲击地压现状与研究进展[A]. 采矿工程学新论——北京开采所研究生论文集[C]. 2005: 165-170.
- [25] 梁冰, 章梦涛. 矿震发生的粘滑失稳机理及其数值模拟[J]. 阜新矿业学院学报(自然科学版), 1997, 16(5): 521-524.
- Liang Bing, Zhang Mengtao. Numerical simulation and instability slide mechanism of fault bursts [J]. Journal of Fuxin Mining Institute (Natural Science), 1997, 16(5): 521-524.
- [26] Tang J P, Pan Y S, Li Y J. Numerical simulation of deep-level rockburst in Fuxin coalfield [J]. Journal of Coal Science & Engineering 2005, 11(1): 13-16.
- [27] 谢和平, 鞠杨, 黎立云, 等. 岩体变形破坏过程的能量机制[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(9): 1729-1740.
- Xie Heping, Ju Yang, Li Liyun, et al. Energy mechanism of deformation and failure of rock masses [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2008, 27(9): 1729-1740.
- [28] 姜福兴, 张兴民, 杨淑华, 等. 长壁采场覆岩空间结构探讨[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(5): 979-984.
- Jiang Fuxing, Zhang Xingmin, Yang Shuhua, et al. Discussion on overlying strata spatial structures of longwall in coal mine [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(5): 979-984.
- [29] 姜福兴, 杨淑华, 成云海, 等. 煤矿冲击地压的微地震监测研究[J]. 地球物理学报, 2006, 49(5): 1511-1516.
- Jiang Fuxing, Yang Shuhua, Cheng Yunhai, et al. A study on micro-seismic monitoring of rock burst in coal mine [J]. Chinese Journal of Geophys 2006, 49(5): 1511-1516.
- [30] 窦林名, 何学秋. 煤岩冲击破坏模型及声电前兆判据研究[J]. 中国矿业大学学报, 2004, 33(5): 504-508.
- Dou Linming, He Xueqiu. Model for rock burst failure and its critical values of acoustic and electromagnetic emission [J]. Journal of China University of Mining & Technology 2004, 33(5): 504-508.
- [31] 窦林名, 何焯, 张卫东. 孤岛工作面冲击矿压危险及其控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(11): 1866-1869.
- Dou Linming, He Ye, Zhang Weidong. Hazards of rock burst in island coal face and its control [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2003, 22(11): 1866-1869.
- [32] 齐庆新, 雷毅, 李宏艳, 等. 深孔断顶爆破防治冲击地压的理论与实践[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(S1): 3522-3527.
- Qi Qingxin, Lei Yi, Li Hongyan, et al. Theory and application of prevention of rock burst by break-tip blast in deep hole [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2007, 26(S1): 3522-3527.
- [33] 蓝航, 齐庆新, 潘俊锋, 等. 我国煤矿冲击地压特点及防治技术分析[J]. 煤炭科学技术, 2011, 39(1): 11-15.
- Lan Hang, Qi Qingxin, Pan Junfeng, et al. Analysis on features as well as prevention and control technology of mine strata pressure bumping in china [J]. Coal Science and Technology 2011, 39(1): 11-15.



何学秋, 窦林名, 牟宗龙, 等. 煤岩冲击动力灾害连续监测预警理论与技术[J]. 煤炭学报, 2014, 39(8): 1485—1491. doi:10.13225/j.cnki.jccs.2014.9030  
He Xueqiu, Dou Linming, Mu Zonglong, et al. Continuous monitoring and warning theory and technology of rock burst dynamic disaster of coal[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(8): 1485—1491. doi:10.13225/j.cnki.jccs.2014.9030

## 43 煤岩冲击动力灾害连续监测预警理论与技术

何学秋<sup>1</sup>, 窦林名<sup>2</sup>, 牟宗龙<sup>2,3</sup>, 巩思园<sup>2</sup>, 曹安业<sup>2,3</sup>, 何江<sup>2,3</sup>

(1. 华北科技学院, 北京 101601; 2. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 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:**为提高煤岩冲击动力灾害的监测预警效果, 采用系统的理论研究和集成创新, 完善了弹塑性脆性突变模型, 揭示了煤岩体损伤及冲击动力破坏特征与声发射、微震、电磁辐射等前兆信息的耦合关系, 提出了煤岩体冲击破坏前兆信息辨识准则与监测原理, 建立了煤岩冲击动力灾害的连续监测预警技术体系, 即煤岩冲击动力灾害时间上从早期综合分析预测到实时监测预警, 空间上从区域监测预警到局部监测预警、点验证的时空连续监测预警, 并按无、弱、中、强 4 级对煤岩冲击危险进行分级预测预报。应用结果表明: 该技术体系可较为有效地判别和预警煤岩冲击动力灾害危险, 应用矿井降低煤岩冲击动力灾害显现 71%。

**关键词:**冲击动力灾害; 监测技术; 连续监测; 监测预警

**中图分类号:** TD32      **文献标志码:** A      **文章编号:** 0253—9993(2014)08—1485—07

### Continuous monitoring and warning theory and technology of rock burst dynamic disaster of coal

HE Xue-qiu<sup>1</sup>, DOU Lin-ming<sup>2</sup>, MU Zong-long<sup>2,3</sup>, GONG Si-yuan<sup>2</sup>, CAO An-ye<sup>2,3</sup>, HE Jiang<sup>2,3</sup>

(1. North China Institute of Science and Technology, Beijing 101601, China; 2. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 3. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** In order to increase the monitoring and forecasting effect, by damage mechanics, the elastic-plastic brittle model was established and the characteristics of coal and rock damage acoustic emission, microseismic, electromagnetic radiation coupling precursor information laws were analyzed and revealed. Accordingly, the coal and rock mass destruction precursory identification and monitoring guidelines principle was proposed. Through research with system theory and integrated innovation, a rock burst continuous monitoring and warning theory and techniques system was established, that was of time from the early comprehensive analysis prediction to real-time monitoring and warning while of space from the regional classification and prediction to local monitoring and spot checking. The rock burst hazardous was classified into four grades of none, weak, medium and strong to monitor and predict rock burst. This monitoring and warning technology system was applied in real coal mines. The monitored results show that this technology system can effectively warn the hazardous and the rock burst number dropt by 71% in the applied coal mines.

收稿日期: 2014-05-10      责任编辑: 毕永华

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)资助项目(2010CB226805); 国家自然科学基金和神华集团有限公司联合资助项目(51174285); 江苏高校优势学科建设工程资助项目(SZBF2011-6-B35)

作者简介: 何学秋(1961—), 男, 辽宁辽阳人, 教授, 博士生导师。Tel: 010-61591409, E-mail: hexq@chinasafety.gov.cn。通讯作者: 窦林名(1963—), 男, 青海平安人, 教授, 博士生导师。Tel: 0516-83995904, E-mail: lmdou@cumt.edu.cn

**Key words:** rock burst dynamic disaster; monitoring technology; continuous monitoring; monitoring and warning

煤岩冲击动力灾害是煤矿井下采掘空间周围煤岩体急剧破坏,并突然释放大能量的一种强烈动力现象,可严重损毁井巷及设备,造成人员伤亡,是我国煤矿最为严重的动力灾害之一。各种类型及条件的矿井均具有冲击动力灾害显现的报告<sup>[1]</sup>。我国曾发生过一次摧毁 500 m 巷道的严重煤岩冲击动力灾害,震级达到里氏 4.3 级。煤岩冲击动力灾害还容易诱发瓦斯爆炸等其他灾害。如,2005 年辽宁孙家湾煤矿发生的煤岩冲击动力灾害导致的特大瓦斯爆炸事故,造成 214 人死亡。煤炭是我国的主要能源,2013 年煤炭产量达 37 亿 t,煤矿最大采深已达 1 500 m。随着煤炭产量和开采深度的逐年增加,冲击动力灾害日趋严重,冲击危险矿井将不断增多,目前已达 142 对,遍布我国的主要采煤矿区。由于我国煤矿地质条件复杂,煤岩冲击动力灾害影响因素多,实现有效监测预警及解危难度极大,严重制约了煤矿安全高效生产。

国内外学者围绕煤岩冲击动力灾害的机理、监测预警及解危、控制方法与技术进行了大量卓有成效的研究,取得了长足进展。在早期强度理论、刚度理论、能量理论、冲击倾向性理论<sup>[2-6]</sup>、变形失稳理论<sup>[7-9]</sup>的基础上,近年来随着新兴力学及数学学科的发展并应用到煤岩冲击动力灾害的研究中,形成了许多新的探索。

尹光志、潘一山、徐曾和等<sup>[10-12]</sup>针对不同煤岩结构形式,从不同主控因素出发,分别利用突变理论分析研究了特殊情形煤岩冲击动力失稳现象。谢和平、李廷芥、李玉等<sup>[13-16]</sup>把分形理论应用于冲击动力灾害的分析研究中,分析了美国两个冲击动力灾害矿井冲击发生前微震事件的分形维数变化规律。Vardoulakis、Dyskin、张晓春等<sup>[17-19]</sup>利用断裂力学分析了煤体表面裂纹扩展,并对巷道表面层裂结构受力破坏过程进行了分析,建立了煤体变形屈曲失稳的层裂板结构模型,探讨了煤矿巷道围岩层裂结构的失稳诱冲机理。A. M. LINKOV<sup>[20]</sup>认为冲击矿压是煤岩体软化、流变导致的稳定性问题,并具有极强的时间效应。

冲击动力灾害的监测预警方法主要有基于岩石力学的钻屑法、应力监测法,以及基于地球物理的声发射法、微震法、电磁辐射法等。由于冲击动力灾害的复杂性,单一监测预警方法无法满足冲击动力灾害监测预警的需要。需要针对不同采矿地质条件,研究建立适用的冲击动力灾害监测预警技术并建立冲击

危险判别准则,以便提高冲击危险监测预警的准确性。

本文旨在研究煤岩冲击动力灾害前兆信息及各种监测预警方法的特征,建立有机统一的煤岩冲击动力灾害连续监测预警技术,提高冲击动力灾害的监测预警效果。

## 1 冲击动力灾害的弹塑脆性突变模型

煤岩冲击破坏是一个动态损伤破坏过程,具有变形破坏的弹塑脆性突变规律,可建立煤岩冲击破坏的弹塑脆性突变模型进行描述<sup>[21]</sup>(图 1)。该模型由胡克体(HOOKE)和马克斯威尔体(MAXWELL)各串联一个脆性单元后并联组成。当煤岩体承受的载荷  $\sigma$  小于脆性单元体的强度极限值  $\sigma_1$  时,煤岩体处于弹塑性稳定变形阶段,不会发生冲击破坏;当煤岩体承受的载荷大于脆性单元体的强度极限值  $\sigma_1$ ,且小于弹塑脆性煤岩系统的强度极限  $\sigma_1 G^H$  时,则煤岩体发生延时冲击破坏,延时时间为  $\Delta t_2$ ;当煤岩体承受的载荷  $\sigma$  大于弹塑脆性煤岩系统的强度极限  $\sigma_1 G^H$  时,则煤岩体发生突发冲击破坏。

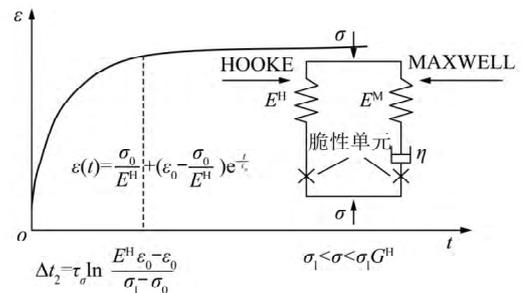


图 1 煤岩冲击破坏的弹塑脆性突变模型

Fig. 1 Elastic-plastic-brittle catastrophe model

图 1 中  $E^H$ ,  $E^M$  分别为胡克体、马克斯威尔体分支的弹性模量,  $G^H = 1 + E^M/E^H$ ;  $\eta$  为黏性缸的黏性变形系数;  $\sigma_0$  为胡克体初始应力;  $\varepsilon_0$  为系统初始应变;  $\tau_0$  为系统的黏性相关常数。

煤岩冲击破坏的弹塑性突变模型揭示了煤岩体受载应力的动态变化及煤岩的损伤过程。伴随煤岩损伤,煤岩将产生能量释放、微破裂至宏观破裂不同尺度的震动效应。震动效应活动性  $N'$  与煤岩损伤速率  $D'$ 、变形速率  $\varepsilon'$ 、能量释放速率  $W'$  呈正相关关系,即  $D' \propto \varepsilon' \propto W' \propto N'$ 。该模型揭示了煤岩体冲击动力灾害发生过程与相关物理量之间的耦合关系,为煤岩冲击动力灾害危险的综合评价、连续预测预警奠定了

理论基础。

## 2 冲击危险监测预警判别准则

实验室冲击倾向煤岩在单轴受载过程中载荷与声发射计数、电磁辐射强度之间的相关关系如图 2 所示。分析可知,煤岩受载损伤破坏过程与电磁辐射、声发射具有正相关耦合关系。

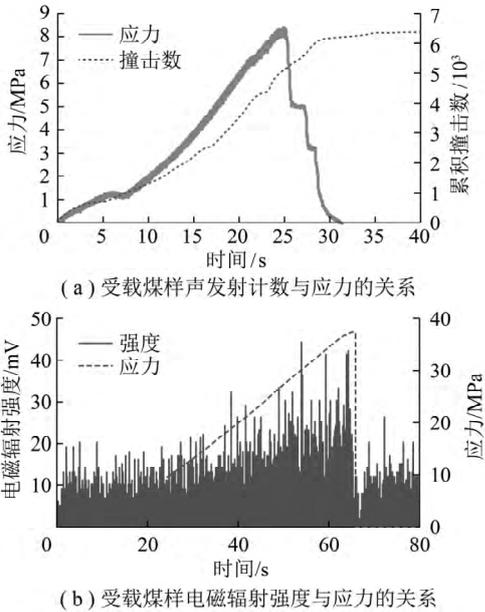


图 2 受载煤样声电效应与应力之间的耦合关系  
Fig. 2 Relation between acoustic-electric phenomenon and stress

基于弹塑性脆性突变模型及煤岩加载过程的声电相应规律,煤岩损伤、能量释放及震动效应活动性呈正相关关系,通过将多种前兆信息参量( $N$ 表示)进行归一化,建立煤岩冲击危险性前兆信息的判别指标,如式(1)所示。其中  $Z_n(t)$  为某时刻冲击危险性指数; $N^0$  为初始值; $N_1$  为临界值; $N(t)$  为监测值。

$$0 \leq Z_n(t) = \frac{N(t) - N^0}{N_1 - N^0} \leq 1 \quad (N(t) \geq N^0) \quad (1)$$

该指标的 2 个极端条件是:当冲击危险性指数  $Z_n(t) = 0$  时,煤岩体处于稳定状态,无冲击危险;当  $Z_n(t) = 1$  时,煤岩体已发生冲击破坏。如图 3 所示,煤岩受载直至冲击破坏的全过程中,对应于煤岩塑性变形破坏过程  $BC$ ,煤岩将产生裂隙场的规律变化,并伴随声发射、微震、电磁辐射等声电效应。根据煤岩损伤发展规律,可将煤岩损伤破坏过程  $BC$  段划分为裂隙缓慢发展、稳定扩展、加速扩展和快速破坏 4 个阶段,与之对应的矿震特征为矿震出现、矿震频繁、强矿震、冲击破坏(冲击动力灾害发生)。基于上述规

律,可根据危险指标将煤岩冲击危险划分为无危险、弱危险、中等危险、强危险 4 个等级。该危险等级的判别标准即为基于煤岩受载过程的连续监测预警判别准则。该冲击危险判别准则的建立,为实现煤岩冲击动力灾害的连续预测预警提供了依据。

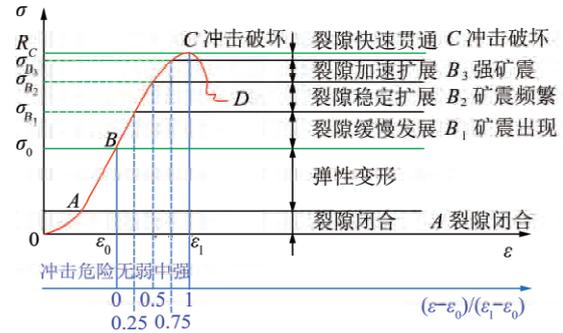


图 3 煤岩冲击危险连续监测预警原理

Fig. 3 Continuous monitoring and warning principle of rock burst hazards

## 3 冲击危险连续监测预警技术

### 3.1 冲击危险早期区域评价及预测

通过对大量煤岩冲击动力灾害现象的案例研究,分析得到煤岩冲击动力灾害的主要影响因素及其权重,建立矿井区域冲击危险评价的综合指数法<sup>[22]</sup>。该方法通过确定控制煤岩动力灾害的 7 个地质因素和 12 个开采技术因素及各因素的权重,得出评价煤岩冲击危险状态等级的综合指数,从而实现矿井冲击危险的早期预测及危险区域范围和危险程度的辨识。

基于综合指数法的冲击危险的早期评价及预测,得到了矿井的重点监测区域,提高了冲击危险的即时连续监测的针对性。

### 3.2 冲击危险区域即时监测预警

#### 3.2.1 微震即时连续监测预警

煤矿采掘过程中,采掘空间围岩在采动应力集中加卸载过程中产生的损伤破裂、运动等并产生矿震。对矿井矿震事件的监测技术称为微震监测技术。矿震特征及活动规律的研究发现,矿震活动与围岩的大范围破裂运动、区域构造、应力集中和采动应力场演化等密切相关。基于矿震能量、频次、集中度等与煤岩损伤破坏过程的相关性,可实现煤岩从原岩应力状态直至冲击动力灾害显现整个受载过程的微震连续监测预警。

#### 3.2.2 震动波 CT 层析成像区域预测

理论和试验研究表明煤岩体中震动波波速与应力呈正相关关系<sup>[23]</sup>,通过反演矿震震动波波速分布,确定采掘空间围岩中的应力分布特征,辨识高应力区

及应力梯度变化区。研究确定矿震震动波速异常、波速梯度异常和应力集中系数等 3 个矿震震动波 CT 预测指标,建立冲击危险区域预测预警模型和判别准则,可实现冲击动力灾害危险区域的空间预警。图 4 为某矿采用震动波 CT 层析成像反演预测的冲击危险区域与后期开采过程实际监测的矿震异常区域的对应关系,分析可知,预测的危险区(波速异常值绝对值偏大的区域)与实际的危险区有较好的对应关系。震动波 CT 层析成像技术可作为使用微震监测的矿井进行煤岩冲击动力灾害区域预测的主要技术之一。

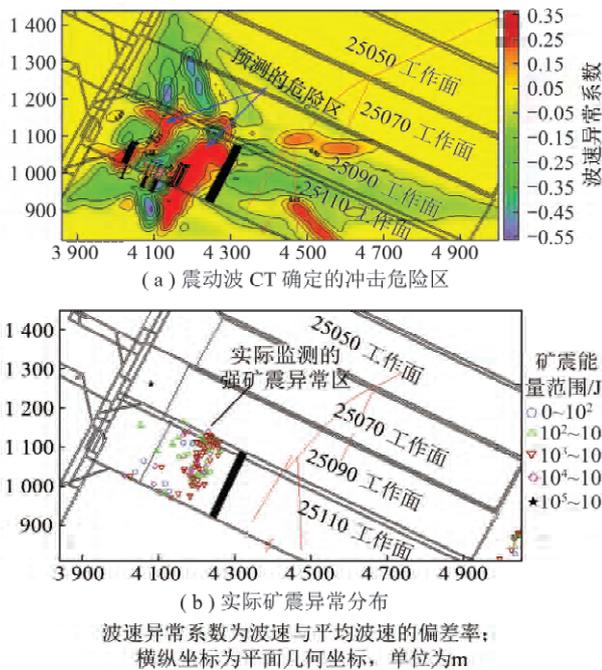


图 4 矿震震动波 CT 反演结果与实测结果对照  
Fig 4 Comparison of rock burst hazardous zone calculated by CT and monitored

### 3.3 冲击危险局部即时监测预警

煤岩冲击危险局部监测是采用监测范围较小一般百米以内的监测方法及仪器,对潜在的危险区域,如工作面超前段,或采用区域监测有异常或危险的区域进行的监测。煤矿常用监测方法中电磁辐射、声发射可作为局部监测方法。

声发射监测的是高频低能量震动信号,监测范围 200 m 以内。目前我国煤矿所用的声发射系统主要为波兰生产的 ARES-5/E 声发射系统。

20 世纪 90 代末以来,我国自主研发了煤岩冲击动力灾害的电磁辐射监测仪(KBD-5, KBD-7),并首次应用于煤岩冲击动力灾害的监测预警,取得了较好的效果。该系列仪器通过电磁感应测试受载煤岩在损伤破坏过程中的电磁脉冲及强度,耦合分析煤岩的受力状态,并对冲击动力危险作出监测预警。电磁

辐射技术单点有效监测范围 20 m 左右。

冲击危险局部监测在区域监测的基础上,进一步缩小了冲击危险的目标区域。

### 3.4 冲击危险点监测及点验证

煤岩冲击危险点监测常采用应力监测技术对潜在冲击危险区域若干点进行连续监测,通过监测点的应力异常变化及趋势进行冲击危险预测预警。应力监测主要采用向煤岩体施工应力监测钻孔,并在钻孔内安装应力传感器的方法进行应力监测。钻孔应力监测的难点在于实现钻孔应力计与煤岩体的有效耦合,该技术劳动强度大,监测范围受钻孔深度及应力计个数限制。

钻屑法是一种煤岩应力状态的间接评估方法,通过施工相同孔径钻孔单位长度钻屑量的相对大小,以及施工过程中的动力效应判断煤岩应力状态的变化趋势,从而评价煤岩冲击危险强弱。钻屑法多用于局部点煤岩冲击危险验证和检验。

### 3.5 煤岩冲击危险连续监测预警技术体系

通过集成创新煤岩冲击动力灾害的综合指数早期预测、微震监测、矿震震动波 CT 反演、应力监测、钻屑检验等方法,建立的煤岩冲击动力灾害逐级筛查聚焦式连续监测预警技术体系如图 5 所示。

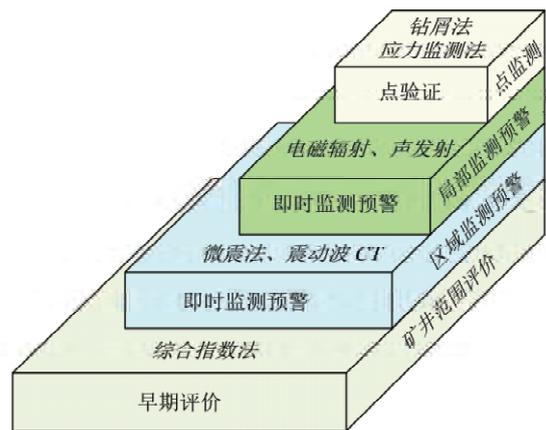


图 5 连续监测预警技术体系

Fig 5 Continuous monitoring and warning technology system

该技术首先采用综合指数法对矿井进行早期大范围冲击危险评价预测,对预测有潜在危险的区域,采用微震监测技术进行区域即时连续监测预警,并采用震动波 CT 反演预测,确定出局部危险区域并采用电磁辐射、声发射进行局部监测预警,对预测预警的冲击危险区域内若干点采用钻屑法进行验证,实现煤岩冲击危险的早期预测与即时监测预警相结合、从区域到局部逐级筛查的聚焦式连续监测预警。

## 4 矿井应用

#### 4.1 矿井概况

某煤矿 2501 采区平均煤厚达 30 m, 分层综放开采, 全部垮落法管理顶板。

250101 首采工作面回采结束后, 250102 接续工作面初期开采发生了多次煤岩冲击动力灾害。如: 2008-01-29 工作面下出口向外 110 m 运输巷发生煤岩冲击动力显现, 巷道出现顶板下沉、两帮移近、底板臃起、转载机架空段移位、破碎机电机轴折断、胶带机尾下陷、胶带机架腿错位、托辊脱落等现象。当日 16 时 20 分该段又发生了一次煤岩冲击动力显现, 进一步加剧巷道的破坏, 致使超前支护抬棚严重倾倒, 巷道净宽由 4.5 m 变为 2.0 m 左右, 顶底板出现较大变形, 最大变形量达 600 mm。为了监测煤岩冲击动力灾害, 该矿建立并使用了冲击危险连续监测预警技术。

#### 4.2 连续监测预警技术的应用

该煤矿煤岩冲击动力灾害连续监测预警技术实施步骤:

##### (1) 冲击危险早期评价及预测。

根据综合指数法, 确定 250102 工作面地质因素对应的冲击危险指数为 0.89, 属于强冲击危险工作面。250102 工作面开采技术条件对应的冲击危险指数分别为: 轨道巷为 0.26, 属弱危险; 运输巷褶曲段为 0.71, 属中等危险; 运输巷其他区域为 0.65, 亦属中等危险等级。

由开采技术条件确定的工作面冲击危险等级及区域划分为: 轨道巷为弱冲击危险, 运输巷为中等冲击危险。250102 工作面应以运输巷为重点监测区域。

##### (2) 区域即时连续监测预警。

该煤矿安装了波兰 SOS 微震监测系统对冲击危险区域监测。

图 6 为该煤矿 250102 工作面 2007-12-17—2008-03-29 期间矿震对应的冲击动力灾害前兆规律。冲击动力灾害发生前存在矿震能量、次数增长异常。冲击动力灾害发生在矿震活跃阶段, 与矿震活动存在正相关关系, 通过微震进行区域监测预警是可行的。

##### (3) 局部即时连续监测预警。

该煤矿采用 KBD5 便携式电磁辐射仪对工作面超前 200 m 范围每天进行一次常规监测, 另外对微震监测有冲击危险的区域进行局部监测, 确定局部区域是否具有冲击危险, 从而逐步确定和危险的局部范围。

图 7 为 2008 年 3 月 250102 工作面微震监测异

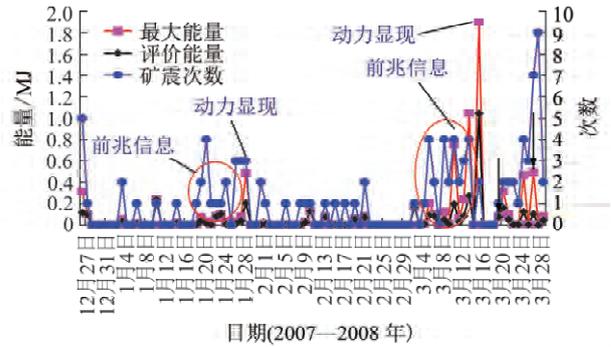


图 6 冲击矿压的矿震前兆规律

Fig 6 Microseismic monitored forewarning of rock burst

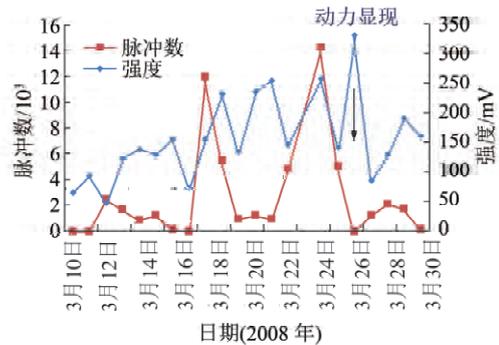


图 7 冲击矿压前兆信息的电磁辐射规律

Fig 7 Electromagnetic emission monitored forewarning of rock burst

常区域, 采用 KBD5 电磁辐射仪监测的冲击危险前兆规律, 冲击动力显现均出现在电磁辐射强度或脉冲数较高时段, 表明电磁辐射活动性可表征冲击危险高低, 可对冲击危险进行局部监测预警。

##### (4) 点验证及点检验。

当采用电磁辐射局部监测有冲击危险时, 则对局部危险区域实施钻屑法点验证, 进行冲击危险检验。如图 8 所示, 当钻屑量超标或钻进过程中出现动力现象时, 如不采取可靠的治理措施, 钻屑检验异常点附近可能发生冲击矿压或强矿压显现。当采用钻屑法点验证确定有危险时, 则应针对危险点及附近区域采取冲击危险控制技术, 控制和降低冲击危险。

#### 4.3 效果分析

如图 9 所示, 通过连续监测预警技术的实施, 2008—2011 年该煤矿冲击动力灾害次数逐年下降。冲击动力灾害次数从实施之初的每年 24 次降低到 7 次, 下降 71%。冲击动力灾害总体上减少 70% 以上。

## 5 结 论

(1) 完善了弹塑性脆性突变模型, 研究了煤岩体损伤破坏特征与声发射、微震、电磁辐射等前兆信息的耦合规律。伴随煤岩损伤, 煤岩体将产生能量释放、

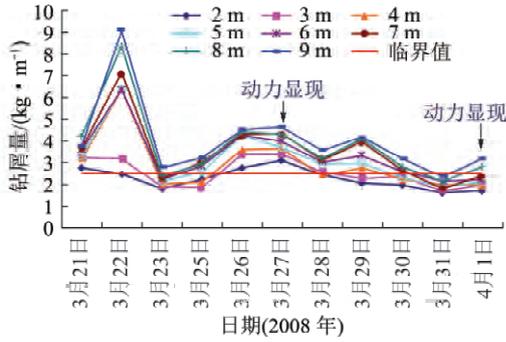


图8 钻屑法监测的冲击危险与冲击矿压显现对应关系  
Fig. 8 Relation between drilling bits and rock burst

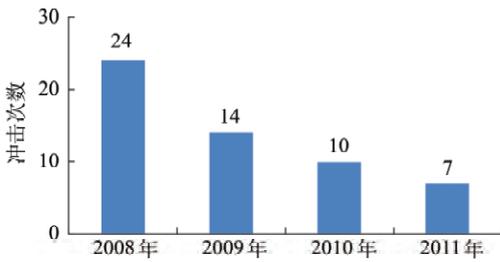


图9 冲击矿压治理效果  
Fig. 9 Effect of rock burst prevention

微破裂至宏观破裂不同尺度的震动效应。震动效应活动性与煤岩损伤速率、变形速率、能量释放速率呈正相关关系。

(2)采用归一化方法,对煤岩受载变形破坏过程中的微震、声发射、电磁辐射等冲击动力灾害前兆信息进行归一化处理,得到冲击危险指数  $Z_n(t)$ ,根据煤岩损伤破坏过程的阶段性,将煤岩冲击危险划分为无危险、弱危险、中等危险、强危险4个等级,建立了冲击危险监测预警判别准则。

(3)通过集成创新煤岩冲击动力灾害的综合指数早期预测、微震监测、矿震震动波CT反演、应力监测、钻屑检验等方法,建立的煤岩冲击动力灾害逐级筛查聚焦式连续监测预警技术体系,利用各种监测预警技术的适应性,发挥各种监测预警技术的优势,实现时空监测预警精度互补,达到时间上从早期评价到即时监测预警,空间上从全矿井范围冲击危险评价→区域监测预警→局部监测预警→点验证的时空连续监测预警。

#### 参考文献:

[1] 姜耀东,潘一山,姜福兴,等.我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J].煤炭学报,2014,39(2):205-213.  
Jiang Yaodong, Pan Yishan, Jiang Fuxing, et al. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205-213.

[2] Cook N G W. A note on rockbursts considered as a problem of

stability[J]. Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy, 1965, 65: 437-445.

[3] Cook N G W, Hoek E, Pretorius J P G, et al. Rock mechanics applied to the study of rockbursts[J]. Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy, 1966, 66: 435-528.

[4] Petukhov I M. Rock bumps in coal mines[C]. Nedra, Moscow, 1972.

[5] Petukhov I M, Linkov A M. The theory of rockbursts and outbursts[C]. Nedra, Moscow, 1983.

[6] Hudson J A, Crouch S L, Fairhurst C. Soft stiff and servo-controlled testing machines; A review with reference to rock failure [J]. Engineering Geology, 1972, 6(3): 155-189.

[7] 章梦涛,徐曾和,潘一山,等.冲击地压和突出的统一失稳理论[J].煤炭学报,1991,16(4):48-53.  
Zhang Mengtao, Xu Zenghe, Pan Yishan, et al. A united instability theory on coal(rock) burst and outburst[J]. Journal of China Coal Society, 1991, 16(4): 48-53.

[8] 齐庆新,史元伟,刘天泉.冲击地压粘滑失稳机理的实验研究[J].煤炭学报,1997,22(2):144-148.  
Qi Qingxin, Shi Yuanwei, Liu Tianquan. Mechanism of instability caused by viscous sliding in rock burst[J]. Journal of China Coal Society, 1997, 22(2): 144-148.

[9] 李新元.围岩-煤体系统失稳破坏及冲击地压预测的探讨[J].中国矿业大学学报,2000,29(6):633-636.  
Li Xinyuan. Discussion on instability and damage of surrounding rock-coal mass system and prediction of rock burst[J]. Chinese Journal of Mining and Technology, 2000, 29(6): 633-636.

[10] 尹光志,李贺,鲜学福,等.煤岩体失稳的突变理论模型[J].重庆大学学报,1994,17(1):23-28.  
Yin Guangzhi, Li He, Xian Xuefu, et al. The catastrophic theory model of instability of coal and rock mass [J]. Journal of Chongqing University, 1994, 17(1): 23-28.

[11] 潘一山,章梦涛.用突变理论分析冲击发生的物理过程[J].阜新矿业学院学报,1992,11(1):12-18.  
Pan Yishan, Zhang Mengtao. The study of coal burst by catastrophic theory[J]. Journal of Fuxin Mining Institute, 1992, 11(1): 12-18.

[12] 徐曾和,徐小荷,唐春安.坚硬顶板条件下煤柱岩爆的尖点突变理论分析[J].煤炭学报,1995,20(5):485-491.  
Xu Zenghe, Xu Xiaohu, Tang Chun'an. Theoretical analysis of a cusp catastrophe bump of coal pillar under hard rocks[J]. Journal of China Coal Society, 1995, 20(5): 485-491.

[13] Xie Heping, Pariseau W G. Fractal character and mechanism of rock burst [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 1993, 30(4): 343-350.

[14] 谢和平, Pariseau W G. 岩爆的分形特征和机理[J].岩石力学与工程学报,1993,12(1):28-37.  
Xie Heping, Pariseau W G. Fractal character and mechanism of rock burst [J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1993, 12(1): 28-37.

[15] 李廷芥,王耀辉,张梅英,等.岩石裂纹的分形特性及岩爆机理研究[J].岩石力学与工程学报,2000,19(1):6-10.

- Li Tingjie, Wang Yaohui, Zhang Meiyang, et al. Fractal properties of crack in rock and mechanism of rock-burst[J]. *Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2000, 19(1): 6-10.
- [16] 李 玉, 黄 梅, 廖国华, 等. 冲击地压发生前微震活动时空变化的分形特征[J]. *北京科技大学学报*, 1995, 17(1): 10-13.  
Li Yu, Huang Mei, Liao Guohua, et al. Fractal character of the time-space change of microseismicity before coal outburst or rockburst[J]. *Journal of University of Science and Technology Beijing*, 1995, 17(1): 10-13.
- [17] Vardoulakis I. Rock bursting as a surface instability phenomenon[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 1984, 21(3): 137-144.
- [18] Dyskin A V. Model of rockburst caused by crack growing near free surface[A]. *Rockbursts and Seismicity in Mines*[C]. Rotterdam: Balkema, 1993: 169-174.
- [19] 张晓春, 缪协兴, 杨挺青. 冲击矿压的层裂板模型及试验研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 1999, 18(5): 497-502.  
Zhang Xiaochun, Miao Xiexing, Yang Tingqing. The layer-crack-plate model and testing study of the rockburst in mines [J]. *Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 1999, 18(5): 497-502.
- [20] Linkqv A M. Rockbursts and the instability of rock masses[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 1996, 33(7): 727-732.
- [21] 窦林名, 何学秋. 煤岩冲击破坏模型及声电前兆判据研究[J]. *中国矿业大学学报*, 2004, 33(5): 504-508.  
Dou Linming, He Xueqiu. Model for rock burst failure and its critical values of acoustic and electromagnetic emission [J]. *Journal of China University of Mining and Technology*, 2004, 33(5): 504-508.
- [22] 窦林名, 赵从国, 杨思光, 等. 煤矿开采冲击矿压灾害防治[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006.  
Dou Linming, Zhao Congguo, Yang Siguang, et al. Prevention and control of rock burst in coal mine[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2006.
- [23] 巩思园, 窦林名, 徐晓菊, 等. 冲击倾向煤岩纵波波速与应力关系试验研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2012, 29(1): 67-71.  
Gong Siyuan, Dou Linming, Xu Xiaojun, et al. Experimental study on the correlation between stress and P-wave velocity for burst tendency coal-rock samples [J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2012, 29(1): 67-71.



编者按 随着我国煤炭开采深度的不断增加,冲击地压、煤与瓦斯突出等煤矿典型动力灾害日益加剧,且难以准确监测预警。针对这一问题,多年来我国煤炭科技工作者进行了多角度探索和研究,在煤矿典型动力灾害发生机理、风险判识与监测预警方面取得了重要进展。本期第2~10篇论文基于“煤矿典型动力灾害风险判识及监控预警技术研究”国家重点研发计划项目支持,阐述了煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警关键技术研究进展,提出了冲击地压临界条件及评价方法,分析了煤与瓦斯突出致灾因素及预警指标,展示了煤矿复合动力灾害危险性实时预警平台。针对典型动力灾害风险精准判识及监控预警关键技术如构造应力区沿空巷道窄煤柱宽度优化、冲击危险评价的相对应力集中系数叠加法、矿井低频探地雷达天线性能改进、基于激光自稳频技术的分布式多点甲烷检测系统、基于变分模态分解及能量熵的微震信号降噪方法等进行了多角度探索与论述。本期“煤矿典型动力灾害风险判识及监控预警”专题是对该领域科技创新成果与进展的集中展示,希望有益于促进煤矿典型动力灾害监测预警技术进步,提高矿井安全生产水平。

袁亮,姜耀东,何学秋等.煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警关键技术研究进展[J].煤炭学报,2018,43(2):306-318. doi:10.13225/j.cnki.jccs.2017.4151

YUAN Liang,JIANG Yaodong,HE Xueqiu et al. Research progress of precise risk accurate identification and monitoring early warning on typical dynamic disasters in coal mine[J]. Journal of China Coal Society 2018,43(2):306-318. doi:10.13225/j.cnki.jccs.2017.4151

## 44 煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警关键技术研究进展

袁亮<sup>1,2,3</sup>,姜耀东<sup>2,4</sup>,何学秋<sup>5</sup>,窦林名<sup>6</sup>,赵毅鑫<sup>2,3</sup>,赵旭生<sup>7</sup>,王凯<sup>2,3</sup>,于庆<sup>7</sup>,卢新明<sup>8</sup>,李红臣<sup>9</sup>

(1.安徽理工大学,安徽淮南 232000; 2.中国矿业大学(北京) 共生能源精准开采北京市重点实验室,北京 100083; 3.中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院,北京 100083; 4.中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院,北京 100083; 5.北京科技大学土木与资源工程学院,北京 100083; 6.中国矿业大学深部煤炭资源开采教育部重点实验室,江苏徐州 221116; 7.中煤科工集团重庆研究院有限公司,重庆 400037; 8.山东科技大学计算机科学与工程学院,山东青岛 266510; 9.国家安全生产监督管理总局通信信息中心,北京 100013)

摘要:新一轮能源变革正在孕育,互联网+及智能化发展势头强劲,在总结我国煤矿典型动力灾害预防存在主要问题及思考煤矿监控预警如何面对新一轮科技创新的基础上,提出了煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警新理念与关键技术。煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警是在煤炭精准开采的理念指导下,基于多相多场耦合灾变孕育演化机理,利用灾害前兆信息采集传感与多网融合传输技术、多源海量前兆信息提取挖掘方法,能够实现煤矿典型动力灾害前兆信息深度感知、风险精准判识及监控预警的新模式新方法。该模式能够实现煤矿监控预警由传统的经验型、定性型向精准型、定量型转变,全面提升我国煤矿典型动力灾害风险判识及监控预警能力。凝练了煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警的4个关键科学问题和8个主要研究方向,围绕基础理论研究、关键技术开发和预警平台搭建,重点阐述了12个方面的研究进展,为实现冲击地压、煤与瓦斯突出和煤岩瓦斯复合动力灾害隐患在线监测、智能判识、实时精准预警提供了技术路径。

关键词:煤矿典型动力灾害;煤炭精准开采;多场耦合;风险精准判识;监控预警

中图分类号:TD82 文献标志码:A 文章编号:0253-9993(2018)02-0306-13

收稿日期:2017-11-11 修回日期:2017-12-12 责任编辑:韩晋平  
基金项目:国家重点研发计划资助项目(2016YFC0801400);中国工程院重大咨询资助项目(2016-ZD-07);国家自然科学基金资助项目(51427804)  
作者简介:袁亮(1960—),男,安徽金寨人,中国工程院院士。E-mail: yuanl\_1960@sina.com

# Research progress of precise risk accurate identification and monitoring early warning on typical dynamic disasters in coal mine

YUAN Liang<sup>1 2 3</sup>, JIANG Yaodong<sup>2 4</sup>, HE Xueqiu<sup>5</sup>, DOU Linming<sup>6</sup>, ZHAO Yixin<sup>2 3</sup>, ZHAO Xusheng<sup>7</sup>,  
WANG Kai<sup>2 3</sup>, YU Qing<sup>7</sup>, LU Xinming<sup>8</sup>, LI Hongchen<sup>9</sup>

(1. Anhui University of Science and Technology Huainan 232000, China; 2. Beijing Key Laboratory for Precise Mining of Intergrown Energy and Resources, China University of Mining and Technology(Beijing) Beijing 100083, China; 3. School of Resource and Safety Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing) Beijing 100083, China; 4. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining and Technology(Beijing) Beijing 100083, China; 5. School of Civil and Resource Engineering, University of Science & Technology Beijing Beijing 100083, China; 6. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 7. China Coal Technology and Engineering Group Chongqing Research Institute, Chongqing 400037, China; 8. College of Computer Science and Engineering, Shandong University of Science and Technology Qingdao 266510, China; 9. Communication and Information Centre, State Administration of Work Safety Beijing 100013, China)

**Abstract:** As a new round of energy revolution is pregnant and the Internet plus era and intelligence development are intensified, the new concept and key technologies of precise risk identification and monitoring early warning of typical dynamic disasters in coal mine are proposed by summarizing the main problems of coal mine typical dynamic disasters prevention in China and investigating how coal mine monitoring early warning copes with the advent of a new round of science and technology innovation. By means of technologies including disaster precursor information acquisition and sensing, multi network fusion transmission and multi-source mass precursor information extraction mining, precise risk identification and monitoring early warning of coal mine typical dynamic disasters is proposed as a new future mining mode and method integrating intelligent mining technique with precursor information depth perception, precise risk identification and monitoring early warning of typical dynamic disasters in coal mine. The mode is based on the concept of precise coal mining and evolution mechanism of multiphase multi-field coupling catastrophic. It is able to promote the transformation of the coal mine monitoring early warning from a traditional empirical and qualitative to a precise and quantitative sector, which could comprehensively improve risk identification and monitoring early warning ability of China's coal mine typical dynamic disasters. The research proposes four key scientific problems and eight major research directions for precise risk identification and monitoring early warning of coal mine typical dynamic disasters, and focuses on the research progress of twelve aspects based on basic theory research, key technology development and early warning platform construction. Therefore, it directs the technology route for online monitoring, intelligent identification and real-time precision warning of coal burst, coal and gas outburst and coal-rock gas compound dynamic disaster.

**Key words:** coal mine typical dynamic disasters; precise coal mining; multi-field coupling; precise risk identification; monitoring early warning

煤炭是我国的主导能源,2016年煤炭消费量占我国能源消费总量的62%<sup>[1]</sup>,中国工程院重点咨询项目《我国煤炭资源高效回收及节能战略研究》预测2020年、2030年、2050年我国煤炭产能分别为44亿、40亿、34亿t<sup>[2]</sup>,因此煤炭的主体能源地位在相当长一段时期内无法改变。

随着我国煤炭资源开采深度和开采强度的增加,发生冲击地压、煤与瓦斯突出等动力灾害的矿井数量快速增加,事故频度和强度也明显增加<sup>[3-6]</sup>。据统计,截至2015年,冲击地压矿井已有187处,26个产煤省区已有17个发生过冲击地压,冲击地点大多数在煤矿深部。我国高瓦斯矿井约占70%,煤与瓦斯

突出矿井已达1192对,至今已发生约2万次突出事故,瓦斯事故占煤矿总事故的27%。“十二五”期间,瓦斯事故死亡2122人,占事故死亡总人数的27%。其中2015年发生瓦斯事故45起,死亡171人<sup>[7-8]</sup>。频繁发生的煤矿动力灾害事故,使我国煤炭安全绿色开采面临严重挑战。

煤矿典型动力灾害主要包括冲击地压、煤与瓦斯突出和煤岩瓦斯复合动力灾害,具有突然、急剧、猛烈等特点,不仅危害程度大,影响面广,而且容易诱发其他重大事故<sup>[9]</sup>。学术界对此开展了大量的研究工作,取得了诸多进展<sup>[10-15]</sup>。首先对冲击地压进行分类,按其破坏机理,可分为材料失稳型、滑移错动型和

结构失稳型;按其主控因素,可分为顶板破断型、煤柱破坏型、断层滑移型和褶曲构造型;按其载荷特征,可分为高静载型、强动载型和低临界应力型。针对冲击地压发生机理,先后提出了刚度理论、强度理论、能量理论、冲击倾向理论、变形系统失稳理论、剪切滑移理论、三准则理论、“三因素”理论、强度弱化减冲理论、复合型厚煤层“震冲”机理、岩体动力失稳的折迭突变机理、冲击启动理论、煤岩组合冲击机理、冲击地压和突出的统一失稳理论等<sup>[10-13]</sup>。针对煤与瓦斯突出机理,提出了瓦斯主导作用、地应力主导作用、化学本质作用和综合作用等假说<sup>[14-15]</sup>。针对煤岩瓦斯复合动力灾害,根据灾害诱因及其作用时序,可划分为冲击诱导突出型、突出诱导冲击型和突出-冲击耦合型<sup>[15]</sup>。然而,煤矿典型动力灾害是一种非线性复杂问题,涉及地质赋存条件致灾作用机制、煤岩体变形破坏规律和工程动力响应特征、采动应力分布、能量场的时空演化规律及多因素耦合过程分析等问题,致灾机理至今仍不清楚。虽然近年来一些技术含量高的监测设备被引入到煤矿动力灾害的监测预警中来,但由于对动力灾害在多相多物理场耦合条件下的形成过程及演化机制认识不清,灾害前兆信息采集传感、传输技术、挖掘辨识技术落后,现有监控系统风险辨识预警模块缺乏,灾害风险判识仍具有主观性、盲目性和不确定性<sup>[16-20]</sup>。为满足煤矿典型动力灾害风险判识及监控预警的重大需求,亟需开展煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警机制与关键技术研究。新世纪互联网+及智能化发展势头强劲,新一轮能源变革正在孕育,云计算技术日新月异,给煤矿灾害风险判识及监测预警由传统的经验型、定性型向精准型、定量型转变提供了新的发展机遇和挑战<sup>[21-25]</sup>,为有效避免我国煤矿典型动力灾害事故的发生提供了可能。

因此,笔者结合我国煤矿典型动力灾害预防存在的主要问题以及监控预警科技创新的发展方向,提出了煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警,在煤炭精准开采的理念指导下,阐述了煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警的基本原理、方法和目标,凝练了煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警的关键科学问题和主要研究方向,阐述了已取得的阶段性研究进展,为实现冲击地压、煤与瓦斯突出和煤岩瓦斯复合动力灾害隐患在线监测、智能判识、实时精准预警提出了技术路径。

## 1 煤矿典型动力灾害预防存在的主要问题

### (1) 灾害诱因复杂、致灾机理尚不明确。

煤矿典型动力灾害是特定地质赋存条件下的煤岩体系统能量的稳定态积聚、非稳定态释放的非线性动力学过程,是外部荷载环境、内部结构、构造及其物理学性质的多物理场耦合致灾过程。其灾害孕育演化机理一直是国内外学术界长期面临的课题。不仅涉及到断层褶曲构造特征与构造应力分布规律,而且关联到构造应力场和采动应力场耦合条件下采场应力突变、能量激增的非线性动力学演化过程。动力灾害诱因复杂,致灾机理尚不明确,亟待研究采动条件下多相多场耦合致灾机理,建立煤矿典型动力灾害灾变新理论。

(2) 前兆采集传感可靠性差、多网融合传输手段缺乏。

近年来煤岩动力灾害的监测技术及装备朝着区域化、连续在线化、智能网络化方向发展,智能识别、综合分析、多属性决策在地质灾害预警领域得到了较大发展<sup>[26]</sup>。但由于煤矿工程的复杂性,微震监测存在频率范围窄、精度低,应力监测存在维度单一、真实性较差等问题,瓦斯前兆信息存在浓度检测精度低,调校周期短等问题,而人工检定信息获得滞后,时效性较差,同时预测指标单一,系统性缺乏,导致预警准确率低,小于80%。现有传感检测技术的可靠性、及时性和兼容性不能满足需求,存在诸多问题,如有线传输布线困难、移动灵活性差、未全面覆盖,无线传输时效性差、信号覆盖范围小,异构数据无法融合、无时间同步、数据通信可靠性及抗干扰性能差、关键区域密集监测传输手段缺乏等。因此,亟待研究煤矿典型动力灾害前兆采集传感与多网融合传输关键技术,解决当前传感信息不全面、灵敏度低、可靠性较差及多源信息共网传输等影响灾害监控预警有效性的问题。

(3) 多源信息挖掘困难、普适性较差。

目前煤矿典型动力灾害预警模型和方法都是针对单一灾害进行分析和研究,都有各自的适用条件,没有考虑到冲击地压、煤与瓦斯突出等灾害的共有技术因素,不能进行耦合分析、综合预警。虽然建立了一些灾害判识模型,但大都包含了许多不可测的参数,多源信息挖掘困难,使得预警出现较多偏差,缺乏普适性,预警可靠性差,准确率低。针对煤矿典型动力灾害预测特征的时空强技术需求,亟待研究面向煤矿微震、地应力、瓦斯等监测数据的快速分析算法,设计智能数据抽取与析构引擎,实现煤矿动力灾害特征数据的快速抽取,形成多源多指标的煤矿典型动力灾害危险区域模态评价方法,实现煤矿典型动力灾害可能涉及的危险区域进行快速辨识和动态圈定。

(4) 大尺度、区域性煤矿灾害监控预警缺乏。

目前煤矿重大灾害风险判识主观性较强,无法定量实时处理人机环参数信息,不能够适应复杂多变的煤矿情况。监控预警主要针对单一煤矿,系统故障率高,抗干扰等级低,尚未建立大尺度、区域性的煤矿监控预警<sup>[27]</sup>。多煤矿灾害人机环全方位信息种类繁多、结构复杂,需要构建具有推理能力、语义一致性的煤矿典型动力灾害知识库,形成区域内煤矿静态、动态等多源头全方位异构数据的互联互通,建立区域煤矿信息数据中心。同时监控预警云平台的缺乏,亟待联合主流的物联网、云计算技术和先进的多参量监测预警理论,建设包含硬件网

络、数据库、软件、服务等内容的冲击地压、煤与瓦斯突出实时远程在线监测预警平台,实现灾害预警远程发布、监管与运维。

## 2 风险精准判识及监控预警基本原理和方法

煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警是在煤炭精准开采的理念指导下,基于多相多场耦合灾变孕育演化机理,利用灾害前兆信息采集传感与多网融合传输技术、多源海量前兆信息提取挖掘方法,能够实现煤矿典型动力灾害前兆信息深度感知、风险精准判识及监控预警的新模式新方法,其基本原理如图1所示。

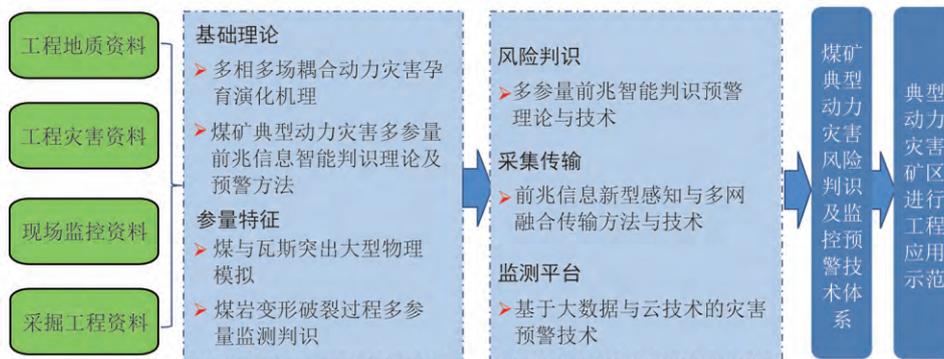


图1 风险精准判识及监控预警原理

Fig. 1 Principle of precise risk identification and monitoring early warning

针对煤矿典型动力灾害诱因复杂、显现突然所导致的监测预警困难等重大难题,需要采用基础理论分析、物理模拟试验、矿井现场试验和数值模拟计算相结合的四位一体科学研究方法,运用先进的信息采集传输及大数据分析技术,开展开采扰动及多场耦合条件下冲击地压、煤与瓦斯突出等典型动力灾害孕育演化机理、灾变前兆信息采集传感传输和挖掘辨识技术研究,提出煤矿典型动力灾害多相多场耦合灾变新理论,开发高可靠、抗干扰的灾害前兆信息采集传感与多网融合传输技术及装备,形成基于大数据与云技术的多源海量动态信息提取、挖掘方法及预警模型,实现冲击地压、煤与瓦斯突出等煤矿重大灾害灾变隐患在线监测、智能判识、实时精准预警。煤矿典型动力灾害风险精准判识与监测预警技术体系如图2所示。

基于冲击地压、煤与瓦斯突出等灾害灾变新理论和煤矿重大灾害判识预警模型及信息挖掘方法,风险精准判识及监控预警技术研究将在关键区域实现人机环参数全面采集、传感器故障自诊断,在系统响应时间、标校周期、系统稳定运行无故障率、抗干扰等级、无故障运行时间等方面较现有技术大幅提高,最终实现煤矿典型动力灾害隐患在线智能预警,准确率大于90%,全面提升我国煤矿典型动力灾害风险判

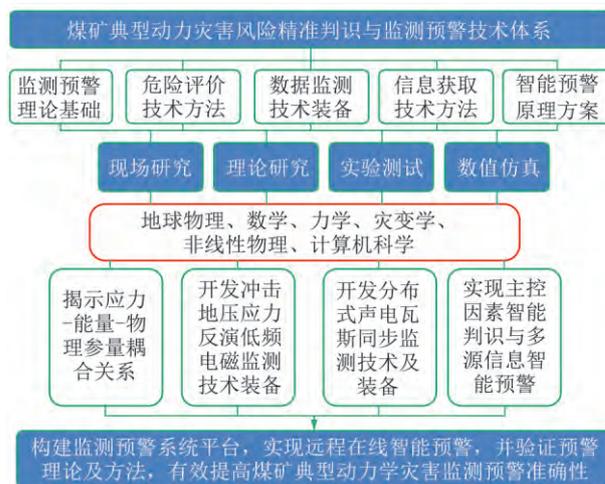


图2 风险精准判识及监控预警体系

Fig. 2 System of precise risk identification and monitoring early warning

识及监控预警能力。

## 3 风险精准判识及监控预警关键科学问题

以冲击地压、煤与瓦斯突出等煤矿典型动力灾害为对象,针对煤矿典型动力灾害孕育、前兆信息识别、多网融合传输及精准预警中的重大难题,需要解决4个关键科学问题:

(1) 煤矿典型动力灾害多相多场耦合灾变孕育规律及演化机理。煤矿典型动力灾害是一种非线性复杂问题,是煤岩体中应力场、裂隙场、渗流场和温度场4者之间形成的一个相互影响不断耦合的作用过程。风险精准判识及监控预警在该方面涉及的关键科学问题包括多尺度多物理场耦合条件下高应力煤岩在加卸载过程中力学效应与损伤演化关系、外部应力和内部渗流场叠加作用下煤岩局部变形和裂隙扩展、气固两相多物理场动态耦合诱突机制等。

(2) 煤矿典型动力灾害多参量前兆信息智能判识预警理论与技术。煤炭井下开采涉及地应力、残余构造应力、瓦斯压力、煤岩力学参数及渗流场、裂隙场等多源多参量信息。风险精准判识及监控预警在该方面涉及的关键科学问题包括面向煤矿微震、地应力、瓦斯等监测数据的快速分析算法,面向数据特征的去噪、滤波、分解和频谱信息的快速提取,煤矿动力灾害特征数据的快速抽取,多源多指标的煤矿典型动力灾害危险区域模态评价方法等。

(3) 煤矿典型动力灾害前兆信息新型感知与多网融合传输方法与技术装备。开发安全、灵敏、可靠的新型采集传感装备,研究人机环参数全面采集及共网传输新方法,实现煤矿动力灾害前兆信息深度感知、高可靠传输,已成为灾害前兆信息采集传输发展的趋势。风险精准判识及监控预警在该方面涉及的关键科学问题包括开发高可靠性的灾害前兆信息采集传感技术与装备,形成人机环参数全面采集、共网传输新方法。

(4) 基于大数据与云技术的煤矿典型动力灾害预警方法与技术。优化集成一大批灾害前兆信息采集传感、挖掘辨识、远程传输、云计算、数据融合等先进技术,对于构建多源海量动态信息远程在线传输、存储和挖掘的系统平台至关重要。风险精准判识及监控预警在该方面涉及的关键科学问题包括创建典型动力灾害监测预警技术装备示范应用的共性关键集成架构体系,形成基于大数据的煤矿典型动力灾害模态化预警方法及主动推送服务体系,研发基于云技术的远程监控预警系统平台。

#### 4 风险精准判识及监控预警主要研究方向

围绕4个关键科学问题,考虑到煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警的特殊性,凝练了8个主要研究方向,从不同层面对冲击地压、煤与瓦斯突出等煤矿典型动力灾害诱发机理、风险判识、监控预警展开研究,形成灾害风险判识评价体系,构建煤矿典型动力灾害监控预警平台,有效提高煤矿典型动力灾

害监测预警的准确性。主要研究方向的逻辑关系如图3所示。

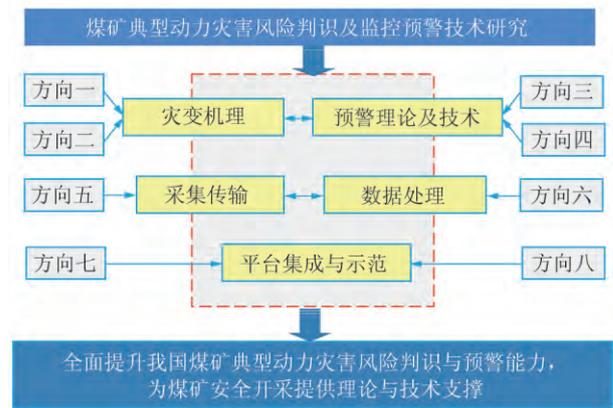


图3 主要研究方向的逻辑关系

Fig. 3 Logical relationship of the main research directions

(1) 煤矿冲击地压失稳灾变动力学机理与多场耦合致灾机制。

揭示冲击地压多场耦合致灾机理,建立煤矿冲击地压发生发展的新理论,是实现冲击地压风险精准判识与监测预警的基础,其关键在于探索复杂地质构造条件与煤岩冲击失稳的互馈机制,揭示开采扰动和多场耦合效应下冲击地压孕育过程中能量的非稳态释放特征。

(2) 煤与瓦斯突出灾变机理及复合动力灾害孕育机制。

揭示煤与瓦斯突出灾变机理及复合动力灾害孕育机制,是实现煤与瓦斯突出及复合灾害风险精准判识与监测预警的基础,其关键在于充分考虑煤与瓦斯突出的多物理场边界条件,系统研究应力场、裂隙场及渗流场等多物理场对煤与瓦斯突出影响的动力学特征与规律,构建煤与瓦斯突出动力灾害孕育及演化的多物理场力学模型,揭示煤与瓦斯突出多物理场耦合灾变机理及演化机制。

(3) 冲击地压风险智能判识与监测预警理论与技术体系。

建立冲击地压的综合判识预警理论与模型,形成冲击地压敏感参数选择及其预警判据确定的智能判识技术及体系,实现冲击地压隐患的智能判识及预警,其关键在于基于冲击地压类型及前兆模式的研究,构建监测预警指标体系,建立冲击地压主控因素、灾害风险与前兆信息的智能判识方法与技术。基于时空互补性,建立冲击地压多尺度多参量监测预警理论,研发冲击地压-电-震多源信息综合监测预警技术及装备,为冲击地压的监测预警奠定理论基础。

(4) 煤与瓦斯突出风险判识与监测预警理论与技术体系。

建立煤与瓦斯突出灾害风险判识方法 构建突出事故风险多参量预警指标体系及预警模型 开发多元数据融合的智能突出预警系统 其关键在于从矿井生产系统突出风险评价、采掘工作面突出危险性实时监测、防突措施有效性、基于大数据技术的预警方法等角度系统研究煤与瓦斯突出风险判识方法与预警理论及技术体系。

(5) 煤矿动力灾害前兆采集传感与多网融合传输技术及方法。

实现煤矿动力灾害前兆信息采集传感与多网融合传输 需要解决当前传感信息不全面、灵敏度低、可靠性较差、关键区域密集监测传输手段缺乏、异构数据无法融合等问题 其关键在于研究光纤光栅微震传感、三轴应力传感、分布式多点激光甲烷传感、井下非接触供电与数据交互、非在线式检测关键信息快速采集等关键技术 开发具有故障自诊断、高灵敏、标校周期长的前兆信息采集传感技术与装备 研究异构数据融合、自组网、抗干扰等多网融合传输关键技术 开发矿井关键区域人机环参数全面采集、多元信息共网传输新方法、新装备 为煤矿典型动力灾害监控预警系统可靠运行提供技术保障。

(6) 基于数据融合的煤矿典型动力灾害多元信息挖掘分析技术。

研发井下传感器多源异构数据聚合方法及关键技术 建立煤矿典型动力灾害灾变敏感特征提取、多粒度知识发现理论及关键技术 构建面向需求驱动的煤矿典型动力灾害预警服务体系 其关键在于基于地质构造、开采条件、开采工艺等不可预知因素所引起的环境、事件、感知、关联等漂移特征 构建动态潜在煤矿典型动力灾害分析反走样模型 提出煤矿典型动力灾害多粒度预测方法和面向灾变区域预测模型的全息全局学习方法。针对煤矿动力灾害预警所涉及的时空数据、感知数据、生产数据、灾变数据等数据的大范围、多类型、多维度、多尺度、多时段等特征 建立面向煤矿典型动力灾害预测前兆信息模态构建的数据挖掘方法与模型 实现灾害预测前兆信息模态的自动更新 实现对煤矿典型动力灾害可能涉及的危险区域进行快速辨识和动态圈定。

(7) 基于云技术的煤矿典型动力灾害区域监控预警系统平台。

研发煤矿典型动力灾害的综合、分项动态辨识技术及有效的远程监控预警系统平台 其关键在于开发基于云计算及深度机器学习的区域性煤矿典型动力灾害风险智能判识技术 研究满足煤矿典型动力灾害数据多源、海量、动态及实时特点且适用于区域煤矿

典型动力灾害实时远程监控预警的云平台架构技术, 研发冲击地压“灾源”自动定位与识别技术、震动波场前兆信息自动识别技术、应力场实时反演及专家诊断系统高效运行与处理系统。

(8) 煤矿典型动力灾害监测预警技术集成及示范。

建立煤矿典型动力灾害集成监测预警平台以及灾害远程监控预警系统综合平台 实现对冲击地压、煤与瓦斯突出、冲击-突出复合型动力灾害时空演化规律的多场多参量综合预警 其关键在于系统开展煤矿典型动力灾害监测预警技术体系优化集成 构建冲击地压、煤与瓦斯突出、冲击-突出复合型动力灾害监测预警技术装备示范应用的共性关键集成架构体系 分别建立冲击地压、煤与瓦斯突出、冲击-突出复合型动力灾害多源监测和人机环监控集成系统 建立可实现煤矿典型动力灾害多源海量动态信息远程在线传输、存储和多源信息挖掘的系统平台。

## 5 风险精准判识及监控预警关键技术研究进展

基于煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警基本原理、关键科学问题和主要研究方向, 围绕基础理论研究、关键技术开发和预警平台搭建, 建立监测预警关键技术研究体系如图 4 所示。学术界对此展开了诸多研究, 已取得了一些阶段性的研究成果, 现重点阐述以下 12 个方面的研究进展。

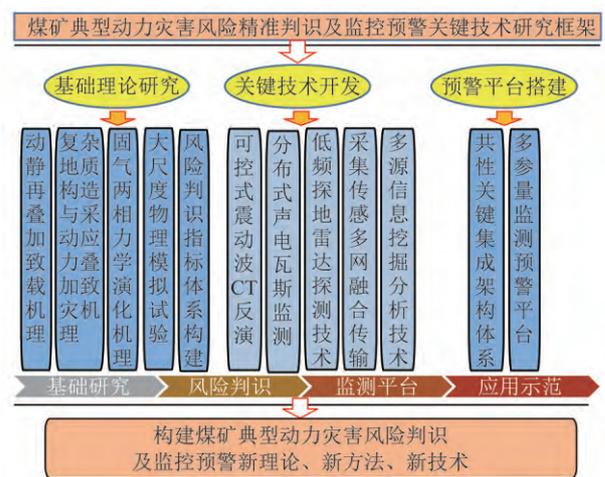


图 4 风险精准判识及监控预警研究体系示意

Fig. 4 Research system of precise risk identification and monitoring early warning

### 5.1 基础理论研究

揭示多物理场耦合条件下采场整体动力失稳机制 研究复杂断层褶曲构造特征致灾机理 分析煤与瓦斯突出的固气两相动力学演化机理 揭示煤层开采

多相多物理场耦合演化规律,建立煤矿典型动力灾害致灾机理,构建风险判识指标体系,为实现灾害风险判识及监控预警奠定理论基础。风险精准判识及监控预警在基础理论方面取得的研究进展主要包括以下内容:

(1) 动静载叠加致灾机理。

煤矿典型动力灾害是煤岩体变形破裂与瓦斯运移演化共同作用导致的突发性灾害,其孕灾机理是当作用在煤岩体的组合载荷超过其承载强度时发生剧烈失稳破坏。煤矿典型动力灾害的力源主要包括煤岩体的静载应力 $\sigma_s$ 、采动诱发的动载应力 $\sigma_d$ 和煤岩体裂隙中的瓦斯压力 $\sigma_g$ ,其中静载荷由地应力和支承压力组成,动载荷由开采活动及煤岩体对其力学响应组成,统一称为矿震,瓦斯压力由吸附瓦斯和游离瓦斯压力组成。当采掘空间煤岩体的静载荷、矿震诱发的动载荷和瓦斯压力三者叠加,超过煤岩体在该区域的极限强度时,就会诱发煤矿典型动力灾害,即煤矿典型动力灾害发生的“动静载叠加致灾机理”,如图5所示,其应力表达式为

$$\sigma_s + \sigma_d + \sigma_g \geq \sigma_{bmax} \quad (1)$$

式中 $\sigma_{bmax}$ 为靠近采掘工作面区域煤岩体的极限强度。

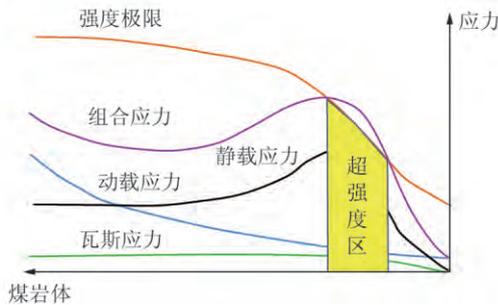


图5 动静载叠加致灾机理

Fig. 5 Disaster mechanism of static and dynamic loads

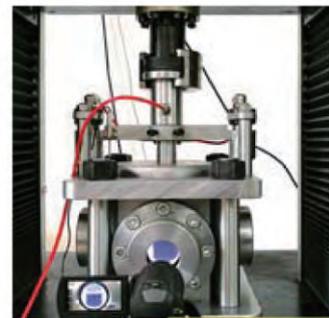
(2) 复杂地质构造与采动应力叠加致灾机理。

煤层开采时,顶板上方砂岩组织蓄大量弹性能,在采动应力作用下,容易破断释放大能量,诱发矿震,导致大范围动力显现现象。尤其是当上覆岩层空间结构运动引起的工作面见方、双工作面见方和三工作面见方时,更容易诱发矿震。在丘陵、山地下采煤时,地表起伏产生的垂直应力变化形成的强剪切力,也容易使蓄能岩层产生整体破断,进而诱发矿震。通过对京西矿区30次冲击地压案例分析,认为倒转型褶皱、逆冲断层构造、高地应力、强冲击倾向性和孤岛工作面开采等复杂条件形成的水平应力异常,是导致冲击地压的主要因素,其中逆冲断层形成的构造应力能够影响500 m范围内的工作面及巷道的动力显现。

当埋深超过800 m时,褶皱、断层及相变等高构造应力区容易发生“流变型”冲击地压。以上研究为建立以震动场、应力场为主的动力灾害监测预警系统提供了理论支撑。

(3) 煤与瓦斯突出的固气两相动力学演化机理。

揭示煤与瓦斯间的固气耦合作用机制,可以为突出预警提供理论指导。为实现对含瓦斯煤的精确加卸载及试验全程可视化实时监测,解决煤岩体在耦合加载环境下的物理力学参数测试问题,山东大学岩土与结构工程研究中心研制了可视化恒容固气耦合试验系统。该系统的核心模块是可视化恒容试验仪(图6(a)),已成功应用于固气耦合加载不同强度型煤峰后瞬间卸围压试验中,为实现含瓦斯煤物理力学参数的定量测试提供了科学仪器。为探索煤与瓦斯突出过程中突出煤-瓦斯两相流运移规律及突出冲击波传播特征,重庆煤科院研制了煤与瓦斯突出动力效应模拟试验装置(图6(b))。该装置主要由动力系统、管道系统、除尘系统和数据采集系统等构成。利用该装置可模拟不同固气参数条件下突出煤-瓦斯两相流在不同巷道网络中的运移与分选堆积过程。结果显示巷道内突出煤运移大致经历了加速阶段、减速阶段和沉降阶段3个过程,由于突出时瓦斯气体迅速涌入巷道形成冲击波,导致压力、温度发生跳跃式改变,冲击波超压峰值沿巷道呈现衰减趋势。该结果



(a) 可视化恒容试验仪



(b) 突出动力效应模拟试验装置

图6 固气耦合试验装置

Fig. 6 Solid-gas coupling test device

对装置的可靠性进行了验证,并为揭示复合加卸载条件下含瓦斯煤变形破裂过程的固气耦合作用及演化机制提供了依据。

#### (4) 大尺度物理模拟试验及反演。

在相似准则和相似准数的基础上,进行煤与瓦斯突出过程的大尺度物理模拟试验及反演,能够揭示煤层开采多相多物理场耦合过程和演化规律。为方便开展大尺度物理模拟试验,针对煤体获取困难、参数不可调的特点,研发了一种基本物理力学参数调节方便、性质符合原煤相似要求、可循环利用的型煤相似材料。该材料选用0~3 mm 粒度级配的煤粉作为基本骨料,腐殖酸钠水溶液作为胶结剂。针对瓦斯气体易燃易爆特点,研制了以45% CO<sub>2</sub>和55% N<sub>2</sub>混合气

体作为甲烷的相似气体。大尺度物理模拟试验采用大型真三维定量化物理模拟试验装置(图7)。该装置主要由模型反力与空间密封单元、大流量高压瓦斯气体充填加载单元、高地应力梯度加载智能控制单元、多物理场信息获取单元和巷道微型掘进机与高速摄像记录单元等组成,可以模拟埋深小于1 500 m、瓦斯压力不大于3 MPa、煤层坚固性系数0.05~5、掘进进尺小于50 m/d的开采条件。通过开展首次验证试验,可实现地应力环境的长时保压,大流量瓦斯源的连续保压充填,巷道掘进的定量控制,以及多物理场信息的准确获取,并证实了该装置具有一定的可靠性,为揭示煤与瓦斯突出的作用机制和演化规律奠定了基础。



图7 真三维物理模拟试验装置

Fig. 7 True three-dimensional physical simulation test device

#### (5) 风险判识指标体系构建。

风险判识指标是有效监控预警的关键,构建预警指标体系,对于灾害防治意义重大。针对冲击地压的智能监测预警难题,龚林名提出了一种基于声震多尺度前兆识别的冲击地压综合预警方法。认为临近冲击破坏时 $b$ 值和 $M_m$ 值(缺震)出现明显低值异常, $A(b)$ 值、断层总面积、活动度 $S$ 、活动标度 $\Delta F$ 和等效能级参数出现明显高值异常,并结合 $R$ 值评分法,验算得出综合预警指标的最终 $R$ 值为0.41,预警效能明显。贺虎在分析冲击地压发生的力学环境与能量过程的基础上,提出了电磁-震动耦合预警方法。认为震动能量维持在低水平,震动次数明显上升,且电磁辐射强度高于正常值,会发生冲击地压,若震动能量持续稳定释放,则不会发生冲击矿压。试验表明,不同指标均能一定程度反映震动时间、空间、强度特征,但冲击地压类型不同,指标敏感程度也不同,需要进一步研究确定。

实现冲击地压的准确预警,预警后需要具备下列条件之一:①发生了冲击地压;②出现强烈震动、瞬间底(帮)臃、煤岩弹射、锚杆(索)断裂等;③发生了危险性矿震(达到临界能量等级);④监测到预警指标超限,判定有冲击危险。基于此,可以计算冲击地压预警准确率 $P$ :

$$P = \left( \frac{N_c + N_z + N_x}{N_p} \right) \times 100\% \quad (2)$$

式中, $N_c$ 为预警后发生冲击次数; $N_z$ 为预警后出现危险性矿震次数; $N_x$ 为预警后监测指标超限次数; $N_p$ 为预警总次数。

针对煤与瓦斯突出的灾害预警,梁运培基于矿井抽掘采合理部署,建立以最大埋藏深度、煤层厚度等6个煤层地质环境参量为二级指标,以生产、瓦斯抽采、通风、监测监控、辅助生产等系统为三级指标,以安全错距、预抽超前时间、开采程序、抽掘采接替等19个可量化的参数作为四级指标的突出致灾风险评价指标体系,为突出矿井风险决策和灾害预警提供依据。此外,煤与瓦斯突出预警主要从警源监测、警兆识别、警情分析、警度发布和预警响应5个方面进行,采用预警总准确率、漏报率和虚报率3个指标评价其预警效果。

#### 5.2 关键技术开发

煤矿典型动力灾害风险判识及监测预警采用分区分级立体式监测模式,主要包括综合指数法、多因素耦合分析法和动静载应力叠加法。基于动静载叠加致灾机理,煤矿典型动力灾害多参量综合监测预警主要从静载、动载和瓦斯压力3个方面进行,具体如图8所示。其中,微震、声发射、电磁辐射、应力等前

兆信息是煤岩体在动力灾害孕育发展过程中能量释放的物理效应之一,深入研究灾变前兆信息的多参量动态变化特征、采集传感与多网融合传输以及多源信息挖掘,可以实现对煤矿典型动力灾害的准确预警。风险精准判识及监控预警在关键技术开发方面取得的研究进展主要包括以下内容:

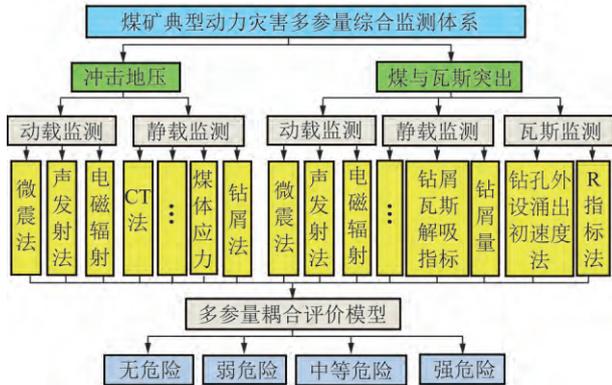


图 8 多参量综合监测体系

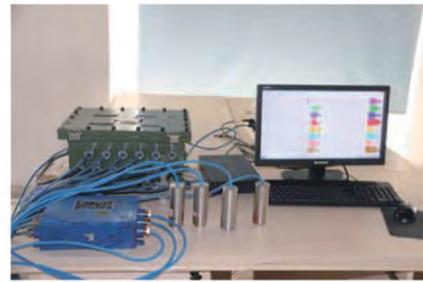
Fig. 8 Multi-parameter comprehensive monitoring system

(1) 可控式震动波 CT 应力反演技术。

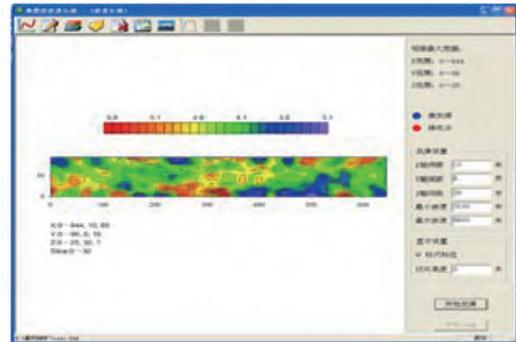
煤矿开采活动可诱发矿震,利用矿震震动波进行层析成像称为震动波 CT。矿震震动波 CT 测试技术是近年来国内外的研究热点。LURKA<sup>[28]</sup>利用被动 CT 技术对波兰 Zabrze Bielszowice 等煤矿进行动力灾害危险评价,发现动力灾害或强矿震往往出现在高波速区和高波速变化梯度区。冀林名团队基于微震监测系统(目前支持 SOS 和 ARAMIS M/E),系统研究了震动波 CT 模型、求解原理及方法,并为提高 CT 反演精度和可靠性,深入研究了微震定位及台网优化布设、震动波形选择及波形除噪等,提出了冲击危险双源(自然震源、可控震源)震动波一体化反演技术(图 9),采用双源触发、可控、被动震动波反演,大范围、高分辨率、高效率获取采掘工作面周围区域的波速和应力分布特征,并基于波速  $V_p$ 、波速异常  $A_{n1}$  和波速梯度  $VG$  异常  $A_{n2}$  三个参数构建动力灾害危险预警指标,能够准确预警反演区域内的冲击危险分布范围和级别,提高监测预警的可靠性。目前,该技术已在跃进、星村、兴安等 10 多个煤矿应用,效果良好。

(2) 分布式声电瓦斯监测系统。

分布式声电瓦斯监测系统(图 10),可以对煤体声电瓦斯信息多点、区域化、协同监测与传输。通过对其声发射频响特征进行研究,遍历测试和分析了 5~3 000 Hz 内的 16 个频点,得出声发射探头最佳接收频率为 1 300 Hz。通过搭建声电干扰实验测试系统,研究了基于机电设备开停状态的干扰滤波技术,同步测试了开关量、电磁辐射和声发射信号,研究了



(a) 震动波 CT 装置



(b) 震动波波速反演

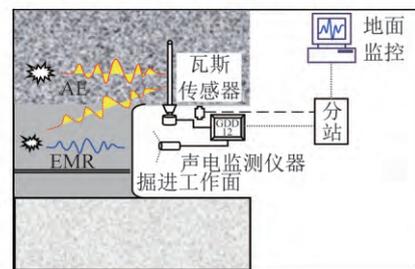
图 9 震动波 CT 应力反演

Fig. 9 Vibration wave CT stress inversion

基于开关量开停的信号滤波处理算法,结果表明,该方法能较好的滤除电气干扰。通过分析掘进速度对声发射及电磁辐射的影响,并测试了动力显现过程的声电瓦斯指标,发现动力显现前,声发射、电磁辐射和瓦斯指标有明显增大,并保持较高水平。



(a) 监测装置



(b) 布置示意

图 10 分布式声电瓦斯监测系统

Fig. 10 Distributed acoustoelectric gas monitoring system

(3) 低频探地雷达探测技术。

常用的井下构造探测方法有地震勘探、槽波勘探、电法勘探等,而探地雷达除了具有探测精度高、灵

活性强的特点外,更具有较强的探测指向性和适用性。目前国内各机构研发的矿井探地雷达中心频率普遍高于 100 MHz,有效探测深度为 40 m,为提高矿井探测深度并同时保障探测精度,崔凡改进了 50 MHz 低频天线(图 11),并试制了 12.5 MHz 低频天线,反射探测有效深度分别可达 70,100 m,CT 透射探测可穿透工作面 320 m,能够有效识别隐伏断层构造及其附近破碎区域,对井下隐伏构造灾害探测起到了一定推动作用。



(a) 探地雷达装置



(b) 改进后的 50 MHz 天线

图 11 改进后的 50 MHz 探地雷达

Fig. 11 Improved 50 MHz ground penetrating radar

#### (4) 采集传感与多网融合传输技术。

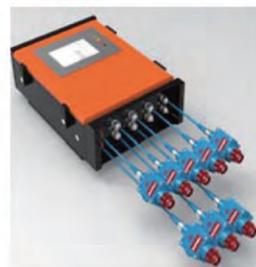
开发具有故障自诊断、高灵敏、标校周期长的前兆信息采集传感技术与装备,实现矿井关键区域人机环参数全面采集和多元信息共网实时传输,可以为煤矿典型动力灾害监控预警系统可靠运行提供技术保障。

针对煤矿典型动力灾害中的微震、应力、瓦斯突出预警相关指标等前兆信息,研制了光纤微震监测系统(图 12(a))、分布式多点激光甲烷监测系统(图 12(b))、无线钻屑瓦斯解吸指标测定仪(图 12(c))、无线钻孔瓦斯涌出初速度测定仪(图 12(d))和三轴应力传感器(图 12(e))共 5 类传感样机。其中新一代光纤光栅三分量加速度微震监测系统传感谐振频率约为 250 Hz,灵敏度约为 200 pm/g、交叉灵敏度小于 5%,可满足矿山中低频微震监测需求。开发了嵌入式 PTP 同步时钟模块,并搭建了时钟同步平台,主从同步精度优于 1  $\mu$ s,能够解决井下多台光纤微震分站工作的时钟同步问题。分布式多点激光甲烷监

测装置测量误差不超过  $\pm 3\%$ 。针对煤矿井下受限空间内 ZigBee, 6LoWPAN, WiFi 无线自组网及路由管理技术,优化包括接口协议、网络路径及中继传输优化算法在内的无线自组网节点设计,完成无线自组网基站实验室样机设计,并搭建其实验室硬件试验环境。针对狭长弯曲空间无线信号连续均匀覆盖问题,设计了分布式总线定位和通信模块电路,研发了动力电与信号电混合成缆技术和基于就近耦合、分布式传感与联合计算的高精度无线定位技术,能够实现实时连续的精确定位。通过研制煤矿非接触供电技术及装备,设计并调试 10 W 功率模块,可满足 2 km 范围覆盖需求。通过 HomePlug 电力载波传输技术性能测试表明,传输距离为 500 m 时,带宽 6.3 Mbps, 800 m 时,带宽 1 Mbps,丢包率不大于 5%,同时具备抗工频磁场干扰能力,可在 60 A 条件下可靠工作。通过透明传输网关关键模块,实现 ZigBee, 6LoWPAN, WiFi, RS485, CAN 等多种制式信号的解调转换、融合,并通过以太网透明可靠传输。利用区域协同控制器,能够实现数据融合、数据存储、数据处理及智能化管理等功能,完成灾害前兆信息的采集和解析。



(a) 光纤微震监测装置



(b) 多点激光甲烷监测装置



(c) 瓦斯解吸指标测定仪



(d) 瓦斯涌出初速度测定仪



(e) 三轴应力传感器

图 12 前兆信息传感装置

Fig. 12 Sensing device for disaster precursor information

#### (5) 多源信息挖掘分析技术。

目前,针对煤矿典型动力灾害前兆信息的挖掘分析主要集中在微震和矿压数据方面,包括缺失数据压缩重建、数据降噪、互相关分析和灾变预警等。

基于地震勘探目标区域环境复杂多变容易加剧勘探数据的缺失及不完整,在压缩感知相关理论的支撑下,贾瑞生提出了基于超完备字典学习的地震数据重构方法。同时微震信号具有高噪声、持时短、突变快等随机非平稳特征,应用传统降噪方法效果不明显,卢新明提出了一种基于变分模态分解(Variational Mode Decomposition, VMD)和能量熵的自适应微震信号降噪方法。通过与基于经验模态分解(Empirical Mode Decomposition, EMD)的微震信号降噪方法进行对比,前者从信噪比、降噪后信号占原信号的能量百分比和原信号与降噪后信号的均方根误差3个评价指标上均表现出更好的降噪效果,以上技术方法为实现多源数据的异构集成、有机聚合和规范化处理建立了基础。基于数据漂移问题的实质,为实现聚类并抽取出漂移特征,构建了潜在煤矿典型动力灾害反走样模型,提出了一种基于特征漂移和最小二乘支持向量机(LS-SVM)的煤矿冲击地压灾害在线预警方法和一种基于RBF神经网络的煤与瓦斯突出预测方法,为深度挖掘煤矿典型动力灾变特征、提高预警准确率奠定基础。

### 5.3 预警平台构建

建立可实现煤矿典型动力灾害多源海量动态信息远程在线传输、存储和多源信息挖掘的系统平台,实现动力灾害远程在线智能预警,指导示范矿井典型动力灾害治理,是煤矿典型动力灾害风险精准判识和监控预警的最终目的。风险精准判识及监控预警在预警平台构建方面取得的研究进展主要包括以下内容:

#### (1) 共性关键集成架构体系。

优化多参量数据集成方案及监测预警效果,建立冲击地压、煤与瓦斯突出灾害监测预警技术装备示范应用的共性关键集成架构体系,形成从信息感知、数据挖掘、监测预警到远程共享的相互融合,从而实现各单元的时空有机联系。目前在陕西彬长矿区进行现场应用示范,建立了冲击地压多参量综合监测预警技术工程应用共性集成架构体系。

#### (2) 多参量监测预警平台。

确定多源监测信息,形成分级立体式监测模式,构建基于云技术的监控预警系统平台,是实现煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警的落脚点。多参量监测预警平台(图13)从物理层次上包括矿端各监测系统数据标准化集成与上传中心、集团监测中心的数据存储与综合预警平台,以及架构在云平台上的客户端Web平台和区域监测预警中心。北京科技大学在陕西煤业化工集团初步建立了矿山动力灾害远

程在线监测预警实验研究系统,可实现“矿井-矿业集团-远程监测预警中心”三级监测,为后续接入各示范矿井的微震、电磁辐射、瓦斯、采动应力等信号,实现在线远程监测预警试验奠定了基础。该预警平台已成功预测了胡家河煤矿2016-10-27冲击地压事件。

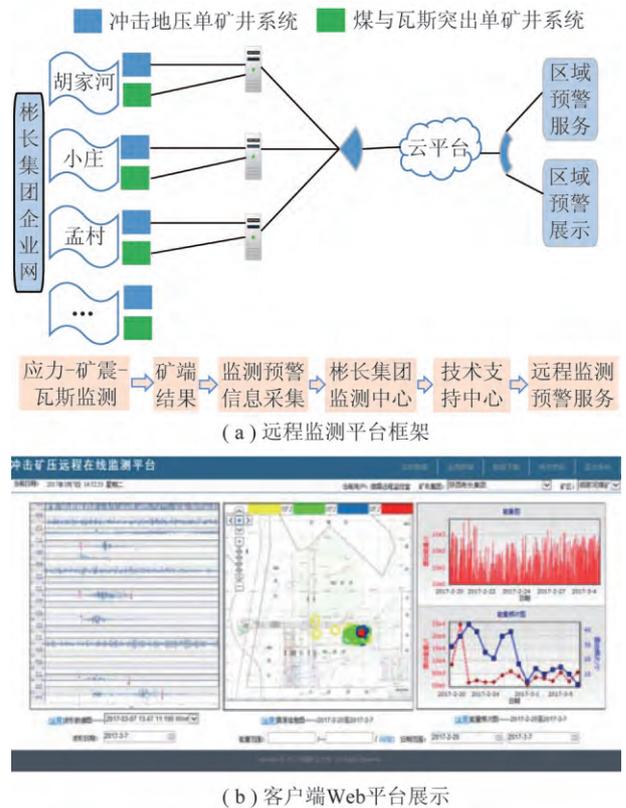


图13 多参量监测预警平台

Fig. 13 Multi-parameter monitoring and early warning platform

## 6 展望

煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警是以煤炭精准开采为指导,以多相多物理场耦合为基础,以多参量前兆信息智能判识预警技术为支撑,采用多学科交叉、多手段综合的方式,基于大数据与云计算平台的前兆信息采集传感、多网融合传输及提取挖掘技术,实现煤矿重大灾害灾变隐患在线监测、智能判识和实时准确预警的未来采矿预警新模式。该模式为有效避免我国煤矿典型动力灾害事故的发生提供了可能。

聚焦我国典型动力灾害矿井安全开采,实现煤炭绿色安全开采,任重而道远。煤矿典型动力灾害风险精准判识及监控预警机制与关键技术研究紧密围绕上述4个个关键科学问题,将建立煤矿典型动力灾害多相多场耦合灾变和多参量前兆信息智能判识预警新理论,形成多参量灾害前兆信息智能判识、采集传

感与多网融合传输以及基于大数据与云技术的煤矿典型动力灾害模态化预警新技术。建议政府主管部门和煤炭行业高度重视煤矿监控预警科技创新,在典型动力灾害矿井建设应用示范工程,构建煤矿典型动力灾害风险判识及监控预警技术体系,全面提升我国煤矿典型动力灾害风险判识及监控预警能力,助推中国能源科技强国梦。

## 参考文献(References):

- [1] 国家统计局. 2016 年国民经济和社会发展统计公报 [EB/OL]. [http://www.stats.gov.cn/tjsj/zxfb/201702/t20170228\\_1467424.html](http://www.stats.gov.cn/tjsj/zxfb/201702/t20170228_1467424.html) 2017-02.
- [2] 袁亮. 我国煤炭资源高效回收及节能战略研究 [M]. 北京: 科学出版社 2017: 80-85.
- [3] 袁亮, 薛俊华, 刘泉声, 等. 煤矿深部岩巷围岩控制理论与支护技术 [J]. 煤炭学报 2011 36(4): 535-543.  
YUAN Liang, XUE Junhua, LIU Quansheng, et al. Surrounding rock stability control theory and support technique in deep rock roadway for coal mine [J]. Journal of China Coal Society 2011 36(4): 535-543.
- [4] 何满潮, 谢和平, 彭苏萍, 等. 深部开采岩体力学研究 [J]. 岩石力学与工程学报 2005 24(16): 2803-2813.  
HE Manchao, XIE Heping, PENG Suping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2005 24(16): 2803-2813.
- [5] 袁亮. 我国深部煤与瓦斯共采战略思考 [J]. 煤炭学报 2016, 41(1): 1-6.  
YUAN Liang. Strategic thinking of simultaneous exploitation of coal and gas in deep mining [J]. Journal of China Coal Society 2016, 41(1): 1-6.
- [6] 袁亮, 秦勇, 程远平, 等. 我国煤层气矿井中一长期抽采规模情景预测 [J]. 煤炭学报 2013 38(4): 529-534.  
YUAN Liang, QIN Yong, CHENG Yuanping, et al. Scenario prediction for medium-long term scale of coalmine methane drainage in China [J]. Journal of China Coal Society 2013 38(4): 529-534.
- [7] WANG Jiachen, WU Renlun, ZHANG Peng. Characteristics and applications of gas desorption with excavation disturbances in coal mining [J]. International Journal of Coal Science & Technology 2015, 2(1): 30-37.
- [8] 袁亮. 煤炭精准开采科学构想 [J]. 煤炭学报 2017 42(1): 1-7.  
YUAN Liang. Scientific conception of precision coal mining [J]. Journal of China Coal Society 2017 42(1): 1-7.
- [9] 赵毅鑫, 姜耀东, 祝捷, 等. 煤岩组合体变形破坏前兆信息的试验研究 [J]. 岩石力学与工程学报 2008 27(2): 339-346.  
ZHAO Yixin, JIANG Yaodong, ZHU Jie, et al. Experimental study on precursory information of deformations of coal-rock composite samples before failure [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2008 27(2): 339-346.
- [10] 姜耀东, 潘一山, 姜福兴, 等. 我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治 [J]. 煤炭学报 2014 39(2): 205-213.  
JIANG Yaodong, PAN Yishan, JIANG Fuxing, et al. State of the art re-view on mechanism and prevention of coal bumps in China [J]. Journal of China Coal Society 2014 39(2): 205-213.
- [11] YUAN Liang. Theory and practice of integrated coal production and gas extraction [J]. International Journal of Coal Science & Technology 2015 2(1): 3-11.
- [12] 窦林名, 姜耀东, 曹安业, 等. 煤矿冲击矿压动静载的“应力场-震动波场”监测预警技术 [J]. 岩石力学与工程学报 2017, 36(4): 803-811.  
DOU Linming, JIANG Yaodong, CAO Anye, et al. Monitoring and pre-warning of rockburst hazard with technology of stress field and wave field in underground coalmines [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2017 36(4): 803-811.
- [13] 何学秋, 窦林名, 牟宗龙, 等. 煤岩冲击动力灾害连续监测预警理论与技术 [J]. 煤炭学报 2014 39(8): 1485-1491.  
HE Xueqiu, DOU Linming, MOU Zonglong, et al. Continuous monitoring and warning theory and technology of burst dynamic disaster of coal [J]. Journal of China Coal Society 2014 39(8): 1485-1491.
- [14] 王凯, 王轶波, 卢杰. 煤与瓦斯突出动态前兆的非线性特征研究 [J]. 采矿与安全工程学报 2007 24(1): 22-26.  
WANG Kai, WANG Yibo, LU Jie. Study on nonlinear characteristics of dynamic precursor of coal and gas outburst [J]. Journal of Mining & Safety Engineering 2007 24(1): 22-26.
- [15] 潘一山. 煤与瓦斯突出、冲击地压复合动力灾害一体化研究 [J]. 煤炭学报 2016 41(1): 105-112.  
PAN Yishan. Integrated study on compound dynamic disaster of coal-gas outburst and rockburst [J]. Journal of China Coal Society 2016 41(1): 105-112.
- [16] 刘东, 许江, 尹光志, 等. 多场耦合煤矿动力灾害大型模拟试验系统研制与应用 [J]. 岩石力学与工程学报 2013 32(5): 966-975.  
LIU Dong, XU Jiang, YIN Guangzhi, et al. Development and application of multifield coupling testing system for dynamic disaster in coal mine [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2013 32(5): 966-975.
- [17] 葛世荣, 王忠宾, 王世博. 互联网: 采煤机智能化关键技术研究 [J]. 煤炭科学技术 2016 44(7): 1-9.  
GE Shirong, WANG Zhongbin, WANG Shibao. Study on key technology of internet plus intelligent coal shearer [J]. Coal Science and Technology 2016 44(7): 1-9.
- [18] 赵旭生, 胡千庭, 邹银辉, 等. 深部煤体煤的坚固性系数快速测定原理及其应用 [J]. 煤炭学报 2007 32(1): 38-41.  
ZHAO Xusheng, HU Qianting, ZOU Yinhui, et al. The fast measurement principium and its application of the consistent coefficient of distant coal beyond working face [J]. Journal of China Coal Society 2007 32(1): 38-41.
- [19] 吴立新, 殷作如, 邓智毅, 等. 论 21 世纪的矿山——数字矿山 [J]. 煤炭学报 2000 25(4): 337-342.  
WU Lixin, YIN Zuoru, DENG Zhiyi, et al. Research to the mine in the 21st century: Digital mine [J]. Journal of China Coal Society 2000 25(4): 337-342.
- [20] 李红臣. 互联网+安全生产 [J]. 现代职业安全 2015(6): 40.  
LI Hongchen. Safety mining based on Internet [J]. Modern Occupational Safety 2015(6): 40.

- [21] 刘泉声,刘学伟.多场耦合作用下岩体裂隙扩展演化关键问题研究[J].岩土力学,2014,35(2):305-320.  
LIU Quansheng,LIU Xuewei. Research on critical problem for fracture network propagation and evolution with multifield coupling of fractured rock mass[J]. Rock and Soil Mechanics,2014,35(2):305-320.
- [22] 钱鸣高,缪协兴,许家林,等.论科学采矿[J].采矿与安全工程学报,2008,25(1):1-10.  
QIAN Minggao,MIAO Xiexing,XU Jialin,et al. On scientized mining[J]. Journal of Mining and Safety Engineering,2008,25(1):1-10.
- [23] 谢和平,王金华,申宝宏,等.煤炭开采新理念——科学开采与科学产能[J].煤炭学报,2012,37(7):1069-1079.  
XIE Heping,WANG Jinhua,SHEN Baohong,et al. New idea of coal mining: scientific mining and sustainable mining capacity[J]. Journal of China Coal Society,2012,37(7):1069-1079.
- [24] 王家臣,刘峰,王蕾.煤炭科学开采与开采科学[J].煤炭学报,2016,41(11):2651-2660.  
WANG Jiachen,LIU Feng,WANG Lei. Sustainable coal mining and mining sciences [J]. Journal of China Coal Society,2016,41(11):2651-2660.
- [25] DOU Linming,HE Xueqiu,HE Hu,et al. Spatial structure evolution of overlying strata and inducing mechanism of rockburst in coal mine[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China,2014,24(4):1255-1261.
- [26] 于庆,赵新权,黄强,等.新型智能多参数检测报警仪的研制[J].矿业安全与环保,2001,28(6):8-10.  
YU Qing,ZHAO Xinquan,HUANG Qiang,et al. Development of novel intelligent multi-parameter detection alarm [J]. Mining Safety & Environmental Protection,2001,28(6):8-10.
- [27] 卢新明,尹红.数字矿山的定义、内涵与进展[J].煤炭科学技术,2010,38(1):48-52.  
LU Xinming,YIN Hong. Definition,connotations and progress of digital mine [J]. Coal Science and Technology,2010,38(1):48-52.
- [28] LURKA A. Location of high seismic activity zones and seismic hazard assessment in Zabrze Bielszowice Coal Mine using passive tomography [J]. Journal of China University of Mining and Technology,2008,18(2):177-181.



附：中国矿业大学冲击矿压课题组博士论文题目：

- (1) 沈威, 煤层巷道掘进围岩应力路径转换及其冲击机理研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2018, 6
- (2) 朱广安, 深地超应力作用效应及孤岛工作面整体冲击失稳机理研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2017, 6
- (3) 李振雷. 厚煤层综放开采降载减冲原理及其工程实践[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2016, 6
- (4) 蔡武. 断层型冲击矿压的动静载叠加诱发原理及其监测预警[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2015, 6
- (5) 范军. 煤矿定向割缝高压水力致裂防冲机理研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2014, 6
- (6) 何江. 煤矿采动动载对煤岩体的作用及诱冲机理研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2013, 6
- (7) 贺虎. 煤矿覆岩“ $\sigma$ -F-T”空间结构演化与诱冲机制研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2012, 6
- (8) 李佃平. 煤矿边角孤岛工作面诱冲机理及其控制研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2012, 6
- (9) 吴向前. 保护层的降压减震吸能效应及其应用研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2012, 6
- (10) 徐学峰. 煤层巷道底板冲击机理及其控制研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2011, 6
- (11) 巩思园. 矿震震动波波速层析成像原理及其预测煤矿冲击危险应用实践[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2010, 6
- (12) 曹安业. 采动煤岩冲击破裂的震动效应及其应用研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2009, 12
- (13) 李志华. 采动影响下断层滑移诱发煤岩冲击机理研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2009, 6
- (14) 陈国祥. 最大水平应力对冲击矿业的作用机制及其应用研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2009, 6
- (15) 陆菜平. 组合煤岩的强度弱化减冲原理及其应用[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2008, 6 (江苏省优秀博士论文, 全国百篇优秀博士论文)
- (16) 胡延军. 鲁棒性公钥图像数字水印技术的研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2008, 6 (江苏省优秀博士论文)
- (17) 牟宗龙. 顶板岩层诱发冲击的冲能原理及其应用研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2007, 6 (江苏省优秀博士论文)
- (18) 高明仕. 冲击矿压巷道围岩的强弱结构控制机理研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2006, 6 (江苏省优秀博士论文)
- (19) 王慧明. 坚硬顶板型组合煤岩动力冲击效应研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2005, 6
- (20) 魏建平. 矿井煤岩动力灾害电磁辐射预警机理及其应用研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2004, 6
- (21) 王云海. 煤岩冲击破坏的电磁辐射前兆及预测研究[D]. 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2003, 6

