

顶板诱导致裂的数字探测及其分形特征研究

高峰^{1,2}, 周科平^{1,2}, 胡建华^{1,2}

(1. 中南大学资源与安全工程学院, 湖南 长沙 410083; 2. 湖南省深部金属矿产开发与灾害控制重点实验室, 湖南 长沙 410083)

摘要: 为观测采空区顶板诱导崩落的实施效果, 研究采动影响与人工爆破强制诱导耦合作用下顶板岩体内节理、裂隙等不连续结构面的发育与矿岩破裂失稳崩落的关系, 采用数字式全景钻孔摄像系统对顶板诱导崩落预裂钻孔进行了探测。探测结果表明, 在实施预裂爆破钻孔内预裂缝从爆破点直至孔底, 宽度达到 20~40 mm, 炮孔处理后至今顶板平均跨落厚度为 30~40 m, 诱导效果显著。岩体内以高陡倾角、窄隙宽和短隙长的次生裂隙群发育为主, 微裂隙群的扩展、贯通最终导致岩体由顶板底部向上逐步剥离冒落。耦合扰动与单一采动扰动岩体内裂隙的发育情况差异明显。采用分形理论对不同钻孔同一深度的裂隙发育特征进行描述, 得出不同诱导作用下岩体内裂隙分维值及关系曲线。分析表明, 诱导作用下岩体内的裂隙产生及其演化具有自相似性, 其分维值随着诱导步距的推进不断增大。

关键词: 诱导崩落; 裂隙; 数字式全景钻孔摄像; 分形

中图分类号: TU457; TD235

文献标识码: A

文章编号: 1000-4548(2008)12-1894-06

作者简介: 高峰(1981-), 男, 湖南怀化人, 博士研究生, 从事采矿与岩石力学研究。E-mail: gf81412@126.com。

Digital detection and fractal characteristics of induced fracturing of roofs

GAO Feng^{1, 2}, ZHOU Ke-ping^{1, 2}, HU Jian-hua^{1, 2}

(1. School of Resources and Safety Engineering, Central South University, Changsha 410083, China; 2. Hunan Key Lab of Mineral

Resources Exploitation and Hazard Control for Deep Metal Mines, Changsha 410083, China)

Abstract: In order to measure the results of induced caving of roofs in mined stopes and to study the relationship between the rock failure and the development of discontinuities such as joints and fractals, which propagated under the coupling action by mining excavation and forcibly induced man-made blasting, the digital panoramic borehole camera technology was used to inspect the pre-splitting holes in roofs. It was shown that the effect of induced caving was prominent. Pre-cracks of 20 to 40 mm width in pre-splitting holes after blasting extended to the bottom of holes. The average failure thickness of roofs reached 30 to 40 m. Steep obliquity, narrow width and short trace length were the main characteristics of fractures in rock mass. Developing fractures formed the fracture net and led to the spalling of rock from the bottom to the top of roofs because of their propagation and coalescence. The developing conditions of fractures in rock mass operated by the coupling jamming and the single mining excavation were different. The characteristics of fracture development at the same location in different boreholes were studied by using the fractal theory. According to the research results, fracture values under different disturbances were calculated and their relationship curves were drawn. It was found that the evolvement under disturbance was self-similar and its value became larger and larger along with the process of induced caving.

Key words: induced caving; fracture; digital panoramic borehole camera; fractal

0 引言

基于人工扰动诱发岩石力学系统失稳原理的诱导崩落技术, 由于具有采矿成本低、明显改善大范围隐患区下开采作业环境等优点, 作为一种新的采矿与空区处理技术得到了快速发展^[1-4]。从宏观的角度来说, 矿岩诱导崩落是整个岩石工程系统的失稳破坏过程, 是一复杂的岩体力学系统稳定性问题。从微观上来说, 岩石力学系统的性质主要取决于岩石内部的微观结构, 包括岩石力学系统组成的基本结构部分的性质及

其相互关系以及岩石力学系统的内部微观结构与宏观行为的关系问题^[5]。由于岩石工程系统的宏观断裂失稳和破坏与其变形时内部微裂隙的分布以及微裂纹的产生、扩展和聚集密切相关, 其变形破坏过程实际上就是内部裂纹产生、扩展、相互作用直至贯通破坏的

基金项目: 国家自然科学基金项目(50490274); 教育部博士点基金项目(20050533035)

收稿日期: 2007-12-11

动态演化过程^[6]。因此, 岩体内裂隙发育状况的探测、统计和分析是系统研究扰动条件下岩体断裂破坏内在本质规律的几个关键问题。

地下岩体内部裂隙的勘察研究方法目前主要有钻孔岩芯法、超声成像法、钻孔摄像法、流量测井法及数码摄影测量法^[7-8]等。其中钻孔摄像技术(BCT)自 20 世纪 50 年代诞生以来经历了钻孔照相(BVC)、钻孔摄像(BVC)和数字光学成像(DBOT)三个发展阶段, 是目前应用和发展较快的一种技术。而现阶段的数字光学前景钻孔电视(OPTV 及 OBI-40)与数字式全景钻孔摄像系统(DPBCS)则是国际上最具代表性的 2 种数字光学成像系统^[9]。DPBCS 中的全景技术使以视频图像的方式同时观测 360° 钻孔孔壁的表面成为可能, 而数字技术的应用则提供了形成、显示和处理这些图像的能力, 实现了孔内情况的定性分析与数据的定量获取。

本文应用 DPBCS 技术对铜坑矿 92 号矿体 T112-T115 试验单元矿块诱导崩落连续采矿过程中顶板岩体内的裂隙发育情况进行探测, 为工程实践提供直观有效的评价。同时引入分形理论利用分维数来定量描述其裂隙发展的分形规律。一方面由于 DPBCS 技术对岩体内裂隙状态的精确探测使分维值的确定更为可靠, 另一方面将岩石中微裂纹的演化与宏观力学行为联系起来, 对于人为扰动条件下岩石损伤断裂即诱导崩落技术的机制研究具有指导意义。

1 数字式全景钻孔摄像技术

数字式全景钻孔摄像系统如图 1 所示, 其关键技术包括全景图像、光源设计、图像处理、实时显示和数字技术。基本工作原理^[10]: 全景摄像探头进入钻孔; 摄像光源照明孔壁上的摄像区域; 孔壁图像经锥面反射镜变换后形成全景图像; 全景图像与罗盘方位图像一并进入摄像; 摄像机将摄取的图像经专用电缆传输至位于地面的视频分配器中, 一路进入摄像机, 记录探测的全过程, 另一路进入计算机内的捕获卡中进行数字化; 位于绞车上的测量轮实时测量探头所处的位置, 并通过接口板将深度值置于计算机内的专用端口中; 由深度值控制捕获卡的捕获方式; 在连续捕获方式下, 全景图像被快速地还原成平面展开图, 并实时地显示出来, 用于现场监测; 在静止捕获方式下, 全景图像被快速地存储起来, 用于现场的快速分析和室内的统计分析; 下降探头直至整个探测结束。

2 工程概况

2.1 工程背景

铜坑锡矿是大厂矿田的大型地下矿山。上部细脉

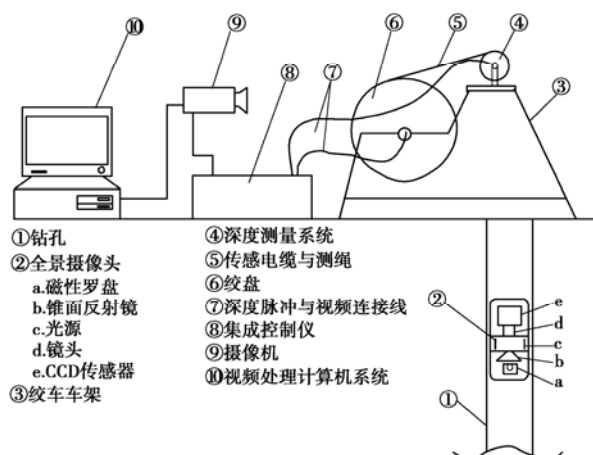


图 1 数字式全景钻孔摄像系统简图

Fig. 1 The digital panoramic borehole camera system

带和 91 号矿体已回采完毕, 92 号矿体已成为目前开采的主要对象, 该矿体为世界罕见巨型锡贫矿体, 其中 T112-T115 试验单元主要赋存于上泥盆统榴江组下段硅质岩中, 硅质岩岩性脆, 裂隙发育, 容矿硅质岩抗压强度最大达 153 MPa, 属于普氏 I、II 级坚固岩石。矿体顶板围岩主要为宽条带灰岩、泥灰岩, 裂隙不发育, 稳定性一般 (III 类)。

由于三大矿体重叠产出, 91 号矿体开采使得 92 号矿体的完整性受到了极大破坏。它的直接顶板就是 91 号矿体内胶结或者非胶结的空区充填体, 部分地段甚至是未充填的空区, 使 92 号缓倾斜厚大矿体的上部形成大范围的隐患区。

在 92 号与 91 号矿体非重叠区域^[11]下开展顶板诱导崩落安全高效综合采矿技术的试验。采用中深孔崩矿围岩弱化诱导顶板崩落连续采矿法, 即将盘区矿体划分为 16 m 宽的矿段, 然后将每个矿段划分成 10~12 m 的分段, 在分段凿岩巷道中钻凿上向扇形中深孔, 采用直径 165 mm 大孔, 孔距 1.0~1.5 m (图 2)。然后从矿段的一端向另一端, 或者从矿段的中央向两边后退回采。在采空区顶板暴露面积达到一定程度后, 采用人工爆破强制诱导工程耦合诱导顶板围岩失稳崩落的方法, 在采场北端拉槽、削帮 (削边壁), 东西两侧布置预裂孔、中间强制爆破, 一次微差爆破成型工艺, 即在采空区上方顶板围岩先实施空区两侧预裂爆破, 控制顶板围岩裂隙发育和扩展范围, 在采场空区中心利用爆破强制崩顶, 形成诱导空间, 实施强制爆破诱导工程弱化顶板围岩, 最终达到诱导顶板崩落的目的。

2.2 测点布置

图 3 为 T112-T115 试验研究矿块采场的 554 水平钻孔平面布置图。根据现场实际情况, 同时为了便于比较和分析, 针对顶板围岩诱导工程和回采扰动后的顶板内裂隙的宏观状态进行探测和分析, 在前三个回采步骤区的东、西预裂硐室和崩顶硐室分别有选择

性的进行了探测,具体测点分布如图 3 所示。其中东、西预裂硐室各选取 4 个钻孔,崩顶硐室选取 3 个钻孔。

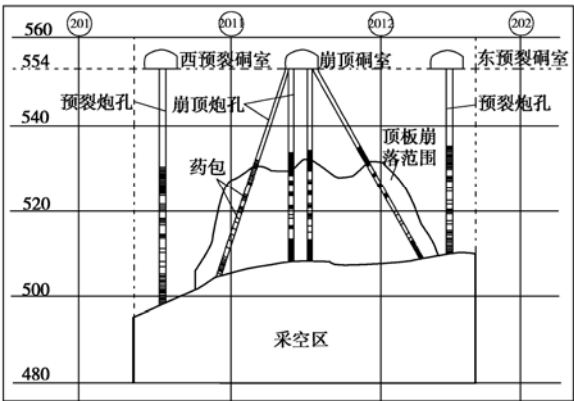


图 2 顶板诱导崩落设计剖面图
Fig. 2 Design profile of induced caving of roof

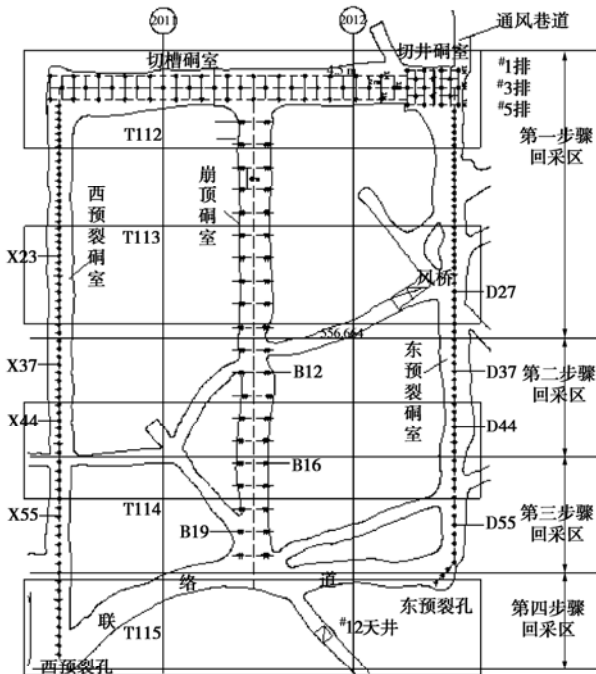


图 3 测点分布
Fig. 3 Arrangement of measuring points

3 钻孔数字探测与裂隙统计

3.1 钻孔数字可视化探测

通过钻孔数字式全景钻孔摄像的现场测量,获得 11 个钻孔的数据,根据实测钻孔深度,描绘出采空区顶板厚度情况如图 4 所示,图中显示出第一步骤回采区顶板厚度平均为 11 m (X23, D27) 并依次递增,西预裂硐室区域顶板厚度范围为 11~32 m, X55 孔深 30.5 m 为探测所得最大值。东预裂硐室区域顶板厚度在 11~20 m,崩顶硐室区域顶板厚度范围为 11~27 m,整个顶板呈西厚东薄形状。对比诱导崩顶硐室炮孔处理后第二天和第四天的钻孔电视监所测得的炮孔深度数据^[12]表明,顶板岩层已发生较大幅度的冒落。

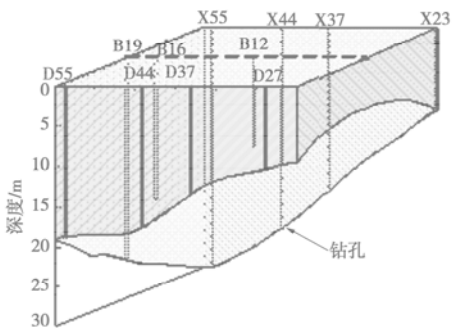


图 4 钻孔深度示意图
Fig. 4 Sketch map of depth of boreholes

将所测数据处理分析和还原得到钻孔三维虚拟岩芯图及孔壁展开平面图,如图 5 (a), (b)。钻孔实施预裂爆破后,在顶板围岩中形成了 20~40 mm 宽的预裂缝,从爆破点直至孔底,走向南北,见图 5 (c)。在未进行预裂爆破钻孔中,未见类似裂缝。对孔内裂隙探测发现,受回采扰动和爆破强制耦合诱导的共同作用,裂隙主要表现为两种形式,一是原生和诱导主裂隙,其特点是裂隙隙宽较宽,隙长较长;二是次生裂隙,主要沿(或附)着主裂隙交错发育成微裂隙群,见图 5 (d)。这些微裂隙群极度发育,延伸形成贯通的裂隙网,并在自重和其它诱导因素共同作用下,可以形成孔壁岩块冒落与剥离现象,对比未诱导钻孔监测显示围岩完整性好,裂隙发育弱,见图 5 (e)。

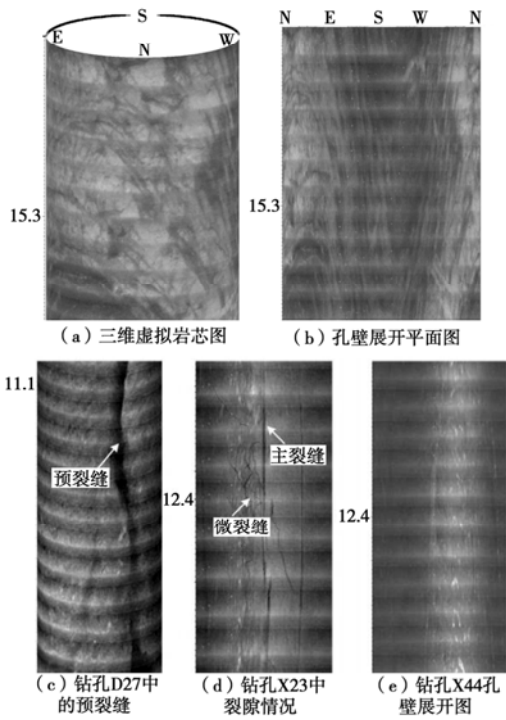


图 5 虚拟钻孔图
Fig. 5 Virtual boreholes

3.2 裂隙统计分析

在回采扰动和强制爆破诱导耦合、单回采扰动和无扰动三种不同工况条件下都选择有钻孔进行了探

测。诱导致裂裂隙统计的形态定量参数包括钻孔孔内裂隙分布、裂隙宽度、裂隙倾角和隙长等, DPBCS 数字技术使得这些工作简单易行, 统计见表 1(钻孔 X23)。

表 1 裂隙统计表

Table 1 Statistical data of fractures					
裂隙	裂隙位置 /m	倾向	倾角 /(°)	隙宽 /mm	隙长 /mm
1	4.301	S75W	45	3.624	75.72
2	5.532	N24W	89	1.559	25.56
3	7.059	N50W	51	1.414	80.53
4	8.757	S75E	88	3.742	35.45
5	9.161	S44W	89	3.537	92.22
6	10.057	N21W	87	3.243	71.78
7	10.242	N66W	88	1.082	27.86

注: 统计裂隙数共计 197 条, 表中只列出其中一部份。

实施诱导工程后钻孔内裂隙倾角以陡倾角为主, 大多数与钻孔平行, 其中裂隙倾角在 70° 以上裂隙为总裂隙的 85%。而单一受到回采扰动的顶板围岩中裂隙倾角在 70° 以上裂隙为总裂隙的 75%, 裂隙倾向分布规律与结构面优势方位无关, 以纵横交错裂隙群发育为主要特征, 见图 6 所示。

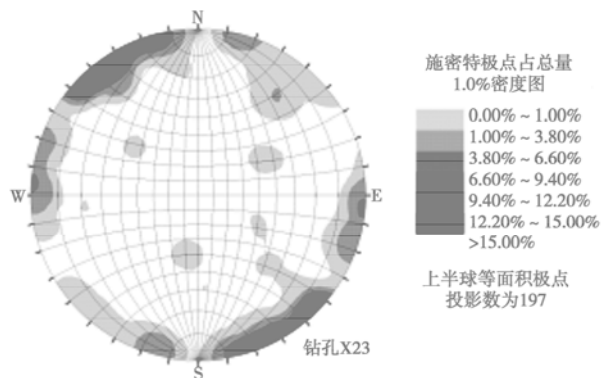


图 6 裂隙极点等密图

Fig. 6 Polar density isoline of fractures

钻孔裂隙在埋置深度上, 其分布受到回采扰动和诱导工程共同耦合的作用, 裂隙发育与扩展呈现出正相关性。由图 7 分析可知, 在 D27 钻孔内由于受到回采扰动和强制爆破耦合诱导的共同作用, 在同一埋置深度, 裂隙得到极大的发育与扩展, 裂隙数目上与 D44 和 D55 呈数倍之差, 在 D27 深部, 由于预裂孔壁失稳崩落, 孔壁存留 1/3 左右的, 统计裂隙数目下降。D44 受到回采扰动和部分强制爆破耦合诱导作用, 在同一深度裂隙数有所增加, D55 钻孔只受到回采扰动影响, 其测试深度达到 19 m, 在 13 m 深度处裂隙数激增。

隙宽主要反映裂隙发育的程度, 在诱导实施以后, 耦合作用下顶板围岩的裂隙以微裂隙的发育为主, 主要表现在裂隙的隙宽为 5 mm 以下, 约占总裂隙数的 80%。统计 5 mm 以下不同隙宽与裂隙数的频数分布见图 8 所示。可以发现, 隙宽与裂隙数的分布呈正态分布, 主要隙宽分布于 1~3 mm, 说明顶板围岩在受

到回采扰动和强制爆破耦合诱导作用后, 围岩裂隙的发育以微裂隙的极度发育为主, 裂隙在数量上激增, 且主要表现为窄隙宽的微裂隙群。

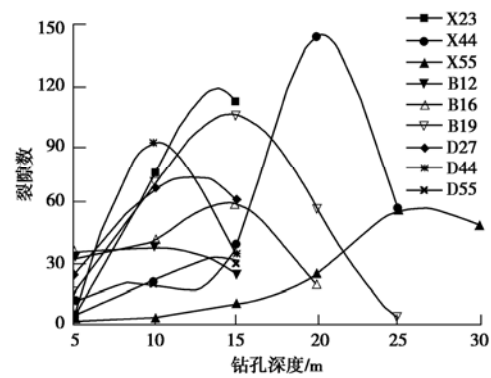


图 7 裂隙埋置深度与裂隙数关系曲线

Fig. 7 Relationship between depth and quantity of fracture

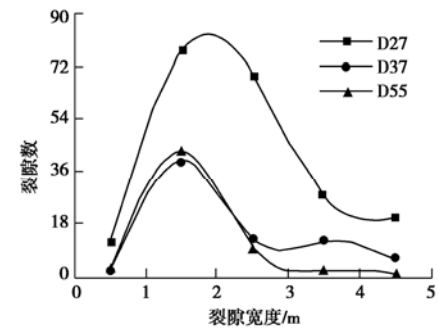


图 8 隙宽与裂隙数关系

Fig. 8 Relationship between width and quantity of fractures

隙长主要反映裂隙在长度方向上的扩展情况。根据图 9, 裂隙主要以短的微裂隙发育为主, 形成的各种交错微裂隙群, 它们的扩展与相互贯通最终导致顶板岩体的失稳, 从而崩落处理空区。随着隙长的增加, 裂隙数目减少。

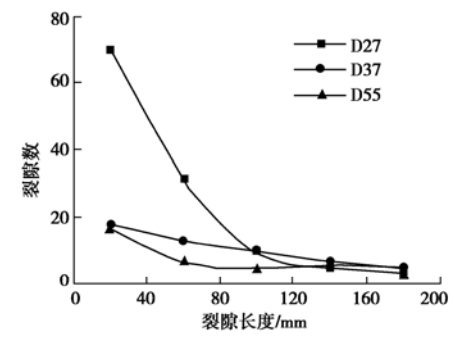


图 9 隙长与裂隙数关系

Fig. 9 Relationship between length and quantity of fractures

根据以上裂隙形态的定量参数分析, 可见总体上受双重扰动耦合诱导作用后钻孔内裂隙形成原生与主裂隙、次生微裂隙两种裂隙发育模式, 以主裂隙为控制裂隙, 发育其周边的微裂隙群, 裂隙形态主要以陡倾角、窄隙宽、短隙长的微裂隙群发育为主, 形成微裂隙带, 最终导致顶板岩体破裂失稳崩落。

4 诱导致裂裂隙特征的分形描述

分形几何由法国数学家 Mandelbrot 于 1976 年创立,它以极不规则的几何图形为研究对象,认为分数维可以用来描述自然界那些支离破碎、极不规则的问题。已有的研究表明,岩体结构看似杂乱无章,实则具有某种规律性,即采动岩体裂隙的产生及其演化具有很好的自相似性,具有分形特征^[13-16]。

爆破诱导致使岩体内产生大量裂隙,这些裂隙对顶板破裂起着影响与控制作用。岩石裂隙分形研究的目的是探讨不同尺度裂隙分布的自相似规律,表征裂隙发育程度,以便获得裂隙与岩石力学性能间的关系。因此,采用分形几何描述裂隙发育特征对分析诱导机理和岩体破坏断裂机制,从根本上掌握诱导崩落空间与时序问题具有重要意义。

采用盒维数法(Box-dimension method)进行岩石裂隙分形维数的测量。根据钻孔摄像所获取的孔壁平面展开图以二维方式得到裂隙特征信息。选取西预裂硐室四个钻孔(X23, X37, X44, X55) 11 m 深度处尺寸为 400 mm×400 mm 区域图像进行处理和采用不同的尺寸 r 对图像进行网络覆盖。 r 分别选取 80, 40, 20, 10 和 5 m。统计出覆盖的小方格数列于表 2, 计算相应的 $\lg N(r)$ 和 $\lg(1/r)$ 值,再用最小二乘法进行最佳线性拟和得双对数图,如图 10,并计算出分形维数值列如表 3。

表 2 裂隙覆盖统计表

Table 2 Statistics for covering of fractures

钻孔号	尺度 r	方格数 $N(r)$	$\lg(1/r)$	$\lg N(r)$
X23	80	23	-1.9031	1.3617
	40	73	-1.6021	1.8633
	20	164	-1.3010	2.2149
	10	361	-1.0000	2.5575
	5	716	-0.6989	2.8549
X37	80	22	-1.9031	1.3424
	40	50	-1.6021	1.6989
	20	103	-1.3010	2.0128
	10	191	-1.0000	2.2810
	5	382	-0.6989	2.5821
X44	80	14	-1.9031	1.1461
	40	34	-1.6021	1.5315
	20	60	-1.3010	1.7782
	10	136	-1.0000	2.1335
	5	198	-0.6989	2.2967
X55	80	11	-1.9031	1.0414
	40	20	-1.6021	1.3010
	20	37	-1.3010	1.5682
	10	83	-1.0000	1.9191
	5	126	-0.6989	2.1001

根据图 10, 11 及表 3, 分维数刻画了岩体中裂隙发育的数量,同时也反映了岩体中分布趋势,分维值随着诱导步骤的推进逐渐增大,即描述了裂隙几何学

特征对岩体完整性的影响。

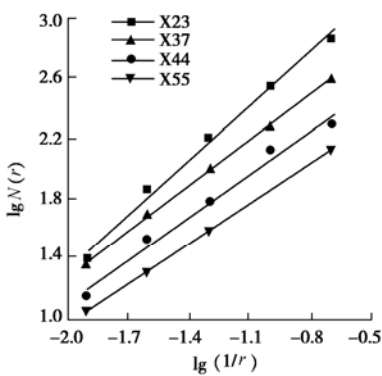


图 10 诱导致裂岩体裂隙分布双对数图

Fig. 10 $\lg N(r)$ - $\lg(1/r)$ curves of the induced fracture distribution of rock mass

表 3 裂隙数分维值计算

Table 3 Calculation for fractal dimension of numbers of fractures

钻孔号	回归方程	相关系数	分维值 D
X23	$y=1.223x+3.761$	0.995	1.223
X37	$y=1.021x+3.310$	0.999	1.021
X44	$y=0.964x+3.032$	0.993	0.964
X55	$y=0.909x+2.768$	0.997	0.909

将表 3 中钻孔号所对应的回采步骤距离 L 与分形维数 D 回归,得到二者得经验关系式为

$$L=0.00024D^2-0.029D+1.757 \quad (1)$$

并绘出相应的回归曲线如图 11 所示。

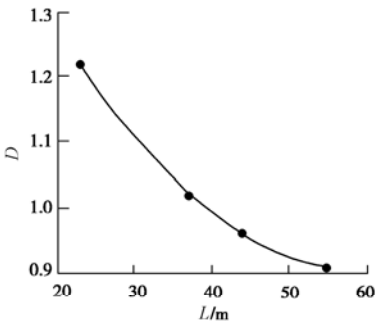


图 11 崩落步距与分维值的关系

Fig. 11 Relationship between caving interval and fractal dimension

5 结 论

(1) 将数字式全景钻孔摄像技术应用于顶板诱导致裂失稳崩落的裂隙精细探测与研究,能直观和数字化地探测岩体内裂隙的宏观形态及获取相关定量参数,从而代替普通钻孔电视的单一宏观探测;在现场探测基础上,通过室内对虚拟岩芯裂隙图像进行人工判读解译,通过参数(倾向、隙长等)的统计可以实现岩体质量和顶板诱导崩落技术的客观评价。

(2) 顶板围岩受到回采扰动和爆破强扰耦合诱导后,预裂缝的形成是顶板崩落的主要因素。裂隙形态表现为主裂隙和次生裂隙两种模式,主裂隙为控制主因素,次生裂隙以陡倾角、窄隙宽、短隙长的微裂

隙群发育为主且无优势方向, 它们的扩展、贯通在一定的时间内导致顶板的失稳剥落。

(3) 诱导致裂岩体内裂隙网络的空间分布在一定尺度范围内具有分形特征, 可以用分维数定量描述。数字式全景钻孔摄像技术获取的钻孔孔壁图真实反映裂隙特征, 为裂隙分维值计算提供可靠基础, 但DPBC技术无法实现裂隙的智能测量。

(4) 由于岩体内裂隙的发育是一个连续的过程, 所以若进一步针对特定钻孔的特定时间或周期内进行探测则更能反映岩体裂隙化程度与诱导崩落的关系及岩体崩落的时空关系, 从而为诱导崩落的可控性、可靠性研究提供更为有效的依据。

参考文献:

- [1] BROWN E T. Block caving geomechanics[M]. Australia: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, 2003.
- [2] HU Jian-hua, ZHOU Ke-ping, LI Xi-bing, et al. Numerical analysis of application for induction caving roof[J]. Journal of Central South University of Technology, 2005, 12(S1): 146 - 149.
- [3] 周宗红, 任凤玉, 袁国强, 等. 诱导冒落技术在采空区处理中的应用[J]. 金属矿山, 2005, 40(12): 73 - 74. (ZHOU Zong-hong, REN Feng-yu, YUAN Guo-qiang, et al. Application of induced caving technology in disposal of mined stope[J]. Metal Mine, 2005, 40 (12): 73 - 74. (in Chinese))
- [4] CHARLIE C L. Disturbance of mining operations to deep underground workshop[J]. Tunneling and Underground Space Technology, 2006, 26: 1 - 8.
- [5] 王来贵, 刘向峰, 王玉富. 岩石力学系统的基本问题[J]. 辽宁工程技术大学学报, 2001, 20(4): 399 - 440. (WANG Lai-gui, LIU Xiang-feng, WANG Yu-fu. The basic problems about rock mechanics system[J]. Journal of Liaoning Technical University (Natural Science Edition), 2001, 20(4): 399 - 440. (in Chinese))
- [6] 黄明利. 岩石多裂纹相互作用破坏机制的研究[D]. 沈阳: 东北大学, 2001. (HUANG Ming-li. Research on fracture mechanism of interaction of multi-crack in brittle rock[D]. Shenyang: Northeastern University, 2001. (in Chinese))
- [7] 张连明, 周 峰, 张兆坤. 地下岩层裂隙的几种勘察研究方法[J]. 水文地质工程地质, 2004, 52(4): 111 - 114. (ZHANG Lian-ming, ZHOU Feng, ZHANG Zhao-kun. Several methods for investigating crack in underground rock stratum[J]. Hydrogeology and Engineering Geology, 2004, 52(4): 111 - 114. (in Chinese))
- [8] 范留明, 李 宁. 基于数码摄影技术的岩体裂隙测量方法初探[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(5): 792 - 797. (FAN Liu-ming, LI Ning. Study on rock mass joint measurement based on digital photogrammetry[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(5): 792 - 797. (in Chinese))
- [9] 王川婴, LAW K Tim. 钻孔摄像技术的发展与现状[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(19): 3440 - 3448. (WANG Chuan-ying, LAW K Tim. Review of borehole camera technology[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(19): 3440 - 3448. (in Chinese))
- [10] 王川婴, 葛修润, 白世伟. 数字式全景钻孔摄像系统研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(3): 398 - 403. (WANG Chuan-ying, GE Xiu-run, BAI Shi-wei. Study on the digital panoramic borehole camera system[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(3): 398 - 403. (in Chinese))
- [11] 胡建华, 周科平, 李夕兵, 等. 顶板诱导崩落及应用的数值分析[J]. 矿山压力与顶板管理, 2005, 22(3): 68 - 73. (HU Jian-hua, ZHOU Ke-ping, LI Xi-bing, et al. Induction caving roof and numerical analysis[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2005, 22(3): 68 - 73. (in Chinese))
- [12] 周科平, 高 峰, 胡建华, 等. 顶板诱导崩落预裂钻孔裂隙发育监测与分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(5): 1034 - 1040. (ZHOU Ke-ping, GAO Feng, HU Jian-hua, et al. Monitoring and analysis of fracture development in pre-splitting hole of cave inducement of roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5): 1034 - 1040. (in Chinese))
- [13] 谢和平. 岩石节理的分形描述[J]. 岩土工程学报, 1995, 17(1): 18 - 23. (XIE He-ping. Fractal description of rock joints[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 1995, 17(1): 18 - 23. (in Chinese))
- [14] YU Guang-ming, XIE He-ping, ZHAN Jian-feng, et al. Fractal evolution of a crack network in overburden rock stratum[J]. Discrete Dynamics in Nature and Society, 1998, 35(8): 1107 - 1111.
- [15] XIE He-ping, GAO Feng. The mechanics of cracks and a statistical strength theory for rocks[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2000, 37(3): 477 - 488.
- [16] FANG Z, HARRISON J P. Application of local degradation model to the analysis of brittle of laboratory scale rock specimens under triaxial conditions[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2002, 39(4): 459 - 476.