

DOI: 10.11883/bzycj-2018-0160

基于重球触地实验的空区塌落振动分析及治理*

仪海豹^{1,3}, 张西良^{1,2}, 杨海涛^{1,3}, 李明^{1,3}, 高琪琪³, 金科³

(1. 中钢集团马鞍山矿山研究院有限公司, 安徽 马鞍山 243000;

2. 中国科学技术大学中国科学院材料力学行为和设计重点实验室, 安徽 合肥 230026;

3. 金属矿山安全与健康国家重点实验室, 安徽 马鞍山 243000)

摘要: 根据相似理论, 以重球落地实验模拟采空区坍塌进而指导采空区治理为出发点, 在振动波动特性分析的基础上, 分别开展了质量为4 kg和10 kg的重球从1.0、1.5和2.0 m的高度落地的峰值振动速度测试实验; 首次提出了累计振动速度衰减率和相对能量比概念; 以普氏拱理论为基础, 分析了采空区坍塌振动速度。研究表明: 振动速度与重球质量和落地高度成正比, 且前者对累计衰减率的影响大于后者; 随着测点距离的增大, 振动速度整体表现为衰减趋势; 重球质量为4 kg和10 kg时, 在水平距离重球落地点3.0 m处的累计衰减率分别为79.79%~81.61%和79.95%~83.52%。不同介质交界面的反射和折射可引起振动速度的小幅度“跃增”。重球质量对振动能量衰减影响明显; 质量越大, 近区能量衰减越慢。采空区冒落体582.5~5926.5 t, 引起的振动速度远大于边坡安全允许值。采用“采空区顶板崩落+边坡削坡”方案进行治理后, 边坡安全系数可达到1.26, 消除采空区安全隐患。

关键词: 重球触地实验; 振动速度; 采空区治理; 数值分析

中图分类号: O382; TD73

国标学科代码: 13035

文献标志码: A

采空区坍塌是矿山主要灾害之一, 对矿山生产安全和生态环境保护构成严重威胁^[1-2]。许多科研人员开展了大量采空区相关研究工作, 为消除空区隐患提供了指导参考, 如吴爱祥等^[3]以冬瓜山铜矿西山特大采空区的简化物理模型, 理论计算了采空区顶板大面积冒落产生的空气冲击波强度以及垫层的削波效果; 刘晓明等^[4]采用Surpac与Phase²耦合方法, 开展了空区围岩稳定性数值分析; 付建新等^[5]以程潮铁矿为背景, 采用室内相似材料实验模拟, 初步揭示了缓倾斜厚大矿体崩落法开采过程中隐伏采空区顶板的冒落机理; 吴启红等^[6]在采用FLAC^{3D}软件进行采空区群数值分析的基础上, 开展了空区稳定的多级模糊评判。

采空区坍塌后, 空区上方冒落的岩体直接冲击到底板上, 将诱发强大的振动应力波, 对周边建(构)筑物造成严重损害。考虑到空区塌落具有一次性、不可逆性, 在现实中不可坍塌再现, 而重球落地后也会对接触的地面造成一定的冲击, 虽然两者与地面的接触面积、接触方式不同, 但两者同属于物理上的物体高处坠落, 都会与地面碰撞后产生触地振动波并向远处传播; 根据物理相似理论, 可以将空区塌落体简化为一定质量的重球从高处落地。基于此, 本文中认为两者的触地振动在物理上具有相似性, 可以采用重球触地实验模拟采空区坍塌过程, 基于重球触地振动规律对采空区安全分析进行指导。

对振动波传播规律的研究较多, 如: 王凯兴等^[7]基于深部岩体的非连续自平衡应力等级块系构造理论, 研究了摆型波传播过程块系岩体中岩块与其周围软弱介质之间的能量转化规律; 楼晓明等^[8]总结了不同微差时间下振动波传播规律及速度峰值、主频、频带能量、总能量等变化特征; 李俊如等^[9]通过夯击实验, 研究了砂土中强夯振动的衰减规律; 杨年华等^[10]以实测单炮孔振动波形为基础, 开展了爆破振动波叠加数值预测研究; 但未见采用重球落地实验指导采空区治理的相关研究报告。因此, 从重球落地

* 收稿日期: 2018-04-20; 修回日期: 2018-05-18

基金项目: 国家重点研发计划(2017YFC0602902)

第一作者: 仪海豹(1987—), 男, 硕士, 工程师, hang_tianfeiji@126.com。

实验模拟采空区塌落的角度开展采空区安全分析是一个较好的研究方向。本文中从重球落地实验模拟采空区塌落的角度出发,在重球触地实验的基础上,研究高处落地振动波的特性规律;从振动应力波角度,分析某露天矿山边坡下民采空区塌落振动危害,提出有效的空区治理方案。

1 振动波的特性

1.1 波的分类

所有的应力波可以分为两组:体波和面波^[11-13]。在一个固体中,只有一种应力波体波;体波包括主波,即P波和S波。在一个坚实的物体表面和附近,还有另一种应力波面波;表面波包括瑞利波、拉夫波和斯通利波。

P波的波速:

$$c_p = \sqrt{\frac{E(1-\mu)}{\rho(1+\mu)(1-2\mu)}} \quad (1)$$

S波的波速:

$$c_s = \sqrt{\frac{E}{2\rho(1+\mu)}} \quad (2)$$

式中: E 为杨氏模量, μ 为泊松比, ρ 为P波传播介质的密度。

P波速度和S波速度之间的差异非常大。研究表明,P波的速度总是远大于S波的速度,而S波的速度高于瑞利波的速度 c_R 。换句话说,P波总是比S波或瑞利波早到达某个地方,即 $c_p > c_s > c_R$ 。

在岩石工程中,只要已知岩石的密度、杨氏模量和泊松比,这些关系就可以用来估计体波的速度。在一维条件下,P波和S波的速度可由泊松比为零的早期方程确定。

1.2 波的能量

波在介质中传播时,其能量随着传播距离 R 的增大而减弱;根据波动理论,波传播所在的那一部分介质能量等于动能和势能之和,即 $E=E_k+E_p$ 。

假设介质中存在波动,在介质中取体积微元 dV ,当仅考虑一球面简谐纵波,则位移为:

$$y = A \cos(\omega t + \theta) \quad (3)$$

位移速度为:

$$v = \frac{dy}{dt} = A\omega \sin(\omega t + \theta) \quad (4)$$

质量动能为:

$$E_k = \frac{1}{2}mv^2 = \frac{1}{2}mA^2\omega^2 \sin^2(\omega t + \theta) \quad (5)$$

波在传播过程中,动能和势能相互转化,总能量保持不变。

1.3 波的衰减和扩散

波幅度的减小称为衰减,意味着波幅随着传播距离的增大而减小。波在实际传播过程中,应力波的衰减使得波的能量逐渐降低,最后导致波消失。通常岩石由具有复杂结构和固有缺陷的不同矿物组成,应力波在岩石中的衰减速度远大于在金属材料中的衰减速度。Ricketts等的实验结果表明^[14],在1ms内,当一个弹性波在闪长岩(岩石)棒和铝棒中传播时,该弹性波在岩石中的衰减高达87%,而在铝中的衰减仅为10%。根据波的几何球面扩散现象,波能量的衰减与传播距离 R^2 成反比。

波的延长称为色散。主要是由于P波和S波速度之间的差异,随着距离或时间的增加,由P波和S波构成的应力波的总长度将变得越来越长;波在传播过程中,由于波在裂缝和自由表面处的反射和折射作用,使得波的一些弹性能量转换成热量。

2 重球触地波动特性实验

2.1 实验方案

采用自制的 4 和 10 kg 的实心铁球分别从 1.0、1.5 和 2.0 m 高处自由落下, 在距离落地点 0.5、1.0、2.0、3.0 和 4.0 m 处分别采用 TC-3850 型爆破测振仪进行不同方案下的振动速度测量。实验在某建筑基础的混凝土地面进行, 混凝土厚度为 10 cm。测点布置和现场照片见图 1~2。

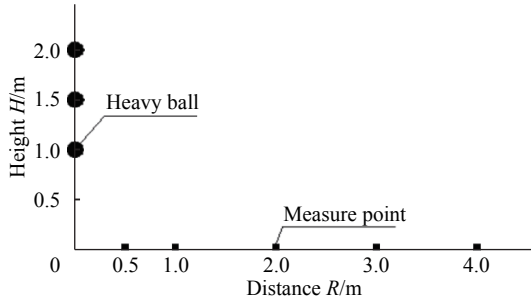


图 1 测点布置图

Fig. 1 Measuring points layout



图 2 现场实验照片

Fig. 2 Field test photo

2.2 实验结果

每组实验进行 2 次, 以 2 次峰值振动速度的平均值作为计算分析数据, 见图 3 和表 1。

测试数据较多, 这里仅提供了距离重球落地点 0.5 m 处的测试波形, 如图 4 所示。

2.3 振动衰减规律分析

由图 4 和表 1 可知, 相同质量条件下, 随着重球落地高度的增大, 各测点的峰值振动速度呈增大趋势; 相同落地高度条件下, 重球质量越大, 各测点的峰值振动速度也越大。同时, 随着测点距离的增大, 各测点的振动速度整体表现为衰减现象, 仅在距离重球落地点 4.0 m 处测点的振动速度呈现“跃增”现象, 但增大幅度较小。

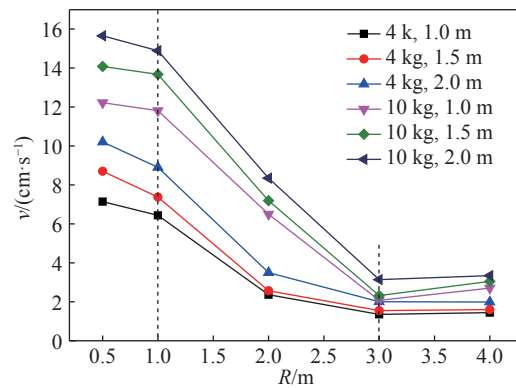


图 3 不同测点的爆破峰值振动速度

Fig. 3 Peak particle velocity of blasting vibration at different measuring points

表 1 振动测量数据

Table 1 Vibration measurement data

重球质量/kg	测点距离/m	峰值振动速度/(cm·s ⁻¹)								
		第1次	第2次	平均值	第1次	第2次	平均值	第1次	第2次	平均值
		高度 1.0 m			高度 1.5 m			高度 2.0 m		
4	0.5	7.029	7.262	7.146	9.006	8.403	8.705	10.089	10.33	10.210
	1.0	6.215	6.670	6.443	6.737	8.022	7.380	9.120	8.686	8.903
	2.0	2.362	2.371	2.367	2.374	2.769	2.572	3.688	3.315	3.502
	3.0	1.326	1.386	1.356	1.591	1.506	1.549	2.002	2.009	2.006
	4.0	1.340	1.547	1.444	1.603	1.598	1.601	1.776	2.199	1.988
10	0.5	11.514	12.939	12.227	14.447	13.721	14.084	15.708	15.612	15.660
	1.0	11.747	11.886	11.817	13.492	13.865	13.679	14.714	15.075	14.895
	2.0	6.782	6.215	6.499	7.255	7.134	7.195	8.442	8.257	8.350
	3.0	1.881	2.270	2.076	2.095	2.546	2.321	3.143	3.136	3.140
	4.0	2.532	2.879	2.706	3.001	3.101	3.051	3.073	3.621	3.347

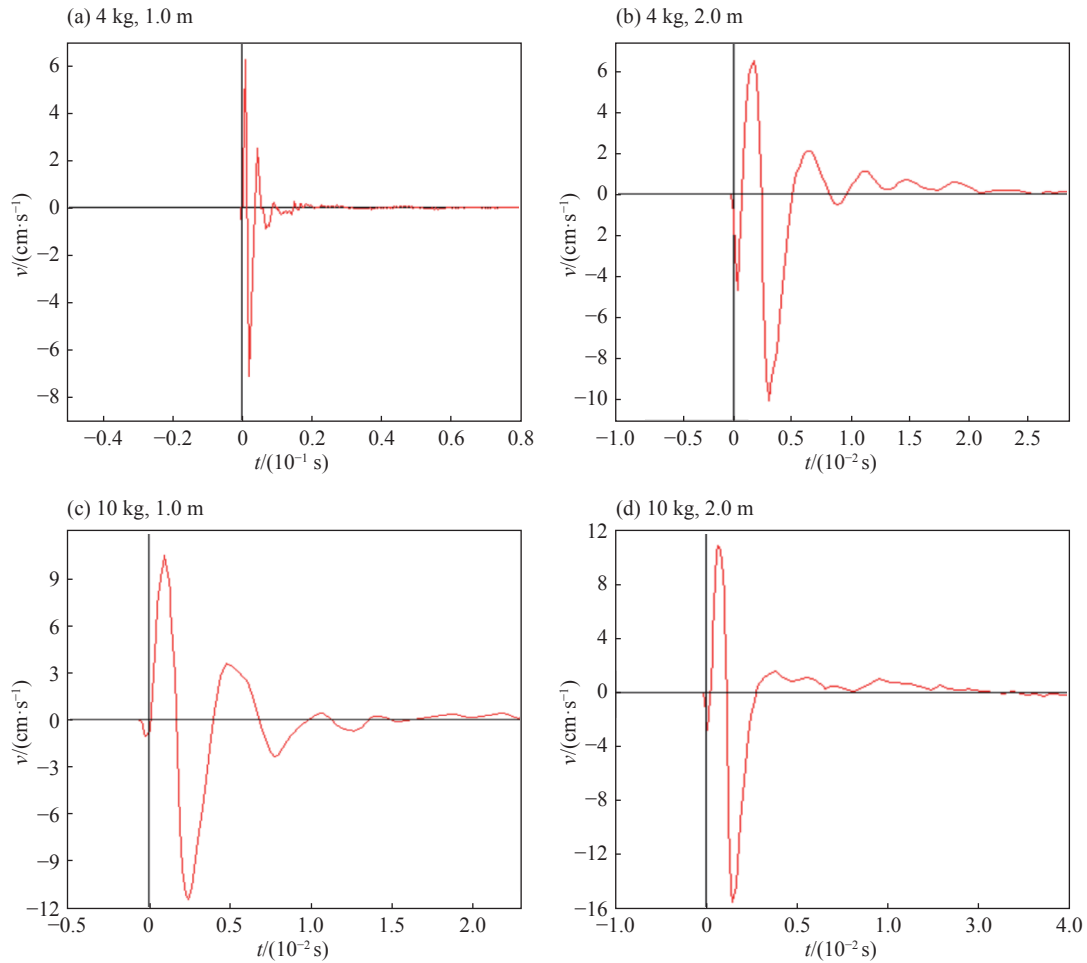


图 4 水平距离重球落地点 0.5 m 处测试得到的不同质量的重球从不同高度落地引起的地振动速度波形
 Fig. 4 Vibration velocity-time curves measured at the measuring point with the horizontal distance of 0.5 m away from the landing place of different-mass heavy balls free-falling from different heights

重球落地过程伴随着能量的转化。重球触地后引起与之接触附近的混凝土基础发生形变，混凝土内部微小空隙、裂纹等压密变形，产生触地振动波，导致重力势能转变为混凝土基础的变形能、热能以及振动波能量。重力势能由重球的质量 m 、落地高度 H 和重力加速度 g 的乘积决定，表达式为： $E_p = mHg$ 。随着重球质量和落地高度的增大，总能量将相应增大，进而引起混凝土变形能和振动波能量相应增加，而质点振动速度是波动能量的主要表现形式，因此随着重球质量和落地高度的增大势必导致振动速度的增大趋势。

振动波在混凝土中传播过程中，受到传播介质的阻尼作用，引起波动能量的耗散，导致质点振动幅度逐渐减小，从而振动波随传播距离增大表现为一定程度的衰减和色散，直至波动能量耗尽，振动波消失。

为了进一步分析质点振动速度衰减规律，这里提出累计振动速度衰减率概念。

设水平距离重球落地点 0.5 m 处的峰值振动速度为 v_0 ，水平距离重球落地点 1.0、2.0、3.0 和 4.0 m 处峰值振动速度为 $v_n (n=1, 2, 3, 4)$ 。

定义累计振动速度衰减率 $\Delta\eta$ 为 v_0 和 v_n 的差值与 v_0 的比值，即：

$$\Delta\eta = \frac{v_0 - v_n}{v_0} \tag{6}$$

累计振动速度衰减率见图 5 和表 2。

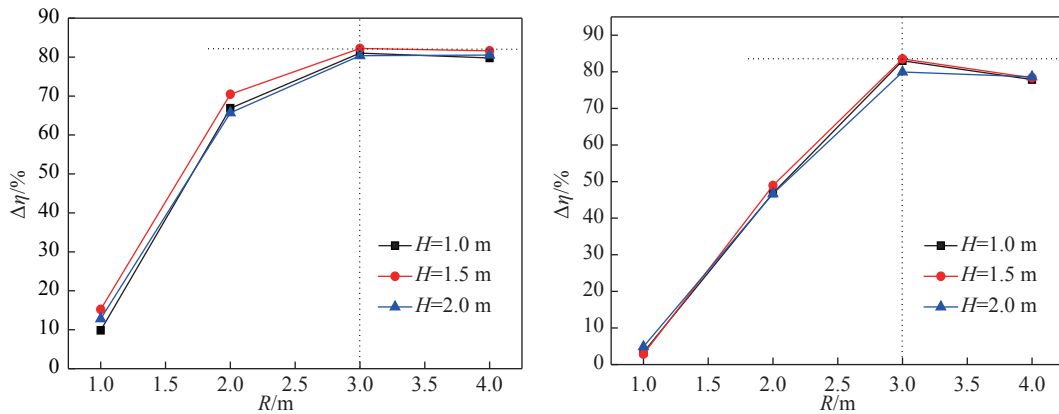


图 5 对于不同的质量重球从不同高度落地累计振动速度衰减率与传播距离关系

Fig. 5 Relations of cumulative attenuation rate and propagation distance for ground vibration induced by different-mass heavy balls free-falling from different heights and touching the ground

表 2 对于不同的落球条件在不同测点得到的累计振动速度衰减率

Table 2 Cumulative vibration attenuation rates at different measuring points for different falling ball conditions

重球质量/kg	测点距离/m	振动速度/(cm·s ⁻¹) 累计衰减率/%		振动速度/(cm·s ⁻¹) 累计衰减率/%		振动速度/(cm·s ⁻¹) 累计衰减率/%	
		高度 1.0 m		高度 1.5 m		高度 2.0 m	
		振动速度/(cm·s ⁻¹)	累计衰减率/%	振动速度/(cm·s ⁻¹)	累计衰减率/%	振动速度/(cm·s ⁻¹)	累计衰减率/%
4	0.5	7.146	0	8.705	0	10.210	0
	1.0	6.443	9.84	7.380	15.22	8.903	12.80
	2.0	2.367	66.88	2.572	70.45	3.502	65.70
	3.0	1.356	81.02	1.549	82.21	2.006	80.35
	4.0	1.444	79.79	1.601	81.61	1.988	80.53
10	0.5	12.227	0	14.084	0	15.660	0
	1.0	11.817	3.35	13.679	2.88	14.895	4.89
	2.0	6.499	46.85	7.195	48.91	8.350	46.68
	3.0	2.076	83.02	2.321	83.52	3.140	79.95
	4.0	2.706	77.87	3.051	78.34	3.347	78.63

由图 5 和表 2 可知, 随着测点距离的增大, 应力波的振动速度累计衰减率逐渐增大, 且水平距重球触地点 2.0 和 3.0 m 处的衰减幅度较明显, 而在水平距重球触地点 4.0 m 处衰减幅度减小, 这与质点速度反增现象相吻合。对于质量为 4 kg 的重球, 在水平距重球触地点 3.0 m 处的累计衰减率达到 79.79%~81.61%; 对于质量为 10 kg 的重球, 在水平距重球触地点 3.0 m 处的累计衰减率达到 79.95%~83.52%; 落地高度对累计衰减率的影响不显著。

距离是引起质点振动速度衰减的主要因素, 且在重球触地点近区的质点振动速度衰减幅度明显大于远区的, 对周围建筑物的影响也随距离的增大而大幅度降低。随着重球机械能量的增大(质量或落地高度增大, 或者两者同时增大), 在重球触地点近区振动波能量衰减幅度呈增大趋势, 重球质量对振动衰减的影响程度高于落地高度对振动衰减的影响程度。

2.4 振速“跃增”原因分析

当光线到达自由边界或两个透明介质之间的界面时, 它会被反射和折射。同样, 当应力波到达自由表面和界面时, 也会发生反射和折射。在研究应力波时, 折射通常称为透射, 折射波通常称为透射波。应力波的反射和透射遵循表面上或通过界面上的光的基本原理, 如物理学的斯奈尔定律^[15-16]。

当重球落地时, 产生两种体波(P 波和 S 波)和面波(瑞利波)。不同介质存在不同的波阻抗(介质密度与应力波的传播速度的乘积), 当两个波都传播到混凝土与基础的分界面时, 由于波阻抗差的存在, 会

产生应力波的反射和透射, 然后倾斜地传播到自由表面时, 如图 6 所示, 引起至少 5 个波: (1) 由反射 P 波引起的反射 P 波 (PP 波); (2) 由反射 P 波引起的反射 S 波 (SP 波); (3) 由反射 S 波引起的反射 P 波 (PS 波); (4) 由反射 S 波引起的反射 S 波 (SS 波); (5) 瑞利波 (R 波)。

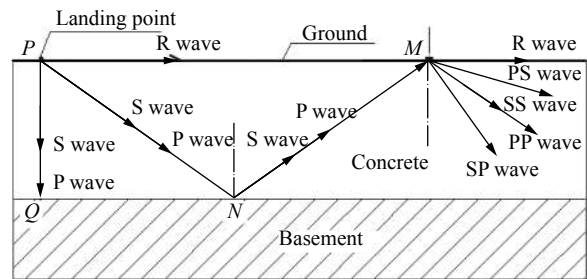


图 6 应力波反射示意图

Fig. 6 Schematic of stress wave reflection

理论上而言, 应力波在传播过程中受到介质的黏性阻尼作用, 伴随着波的机械能向热能的转化过程; 随着距离的增大, 波的能量逐渐衰减, 振幅逐渐减小, 最终能量消失殆尽。同时, 当应力波穿过结构面时, 所有频率的应力波都会衰减, 且高频部分衰减更快; 结构面越多, 应力波衰减越明显。这里通过多次实验可以排除偶然误差对实验结果的影响, 同时考虑到实验场地条件等, 分析认为: 这里水平距离重球落地点 4.0 m 处的质点振速产生小幅度“跃增”现象即为应力波的叠加导致的。由于 P 波速度大于 S 波和瑞利波速度, 因此, 在自由面处存在反射波与瑞利波的相遇位置 M, 从而产生应力波的叠加作用, 导致质点振动速度增大。

已知混凝土厚度 $PQ=10\text{ cm}$, $PM=4\text{ m}$, 根据三角关系可知 $PN^2=PQ^2+PM^2/4$, 计算可得 $PN=2.002\text{ m}$ 。

根据《混凝土结构设计规范》(GB 50010-2010)^[17], C25 混凝土的弹性模量为 28 GPa, 泊松比为 0.2, 密度取 $2\ 500\text{ kg/m}^3$, 则计算可得混凝土的波速 $c_p=3\ 527.7\text{ m/s}$, $c_s=2\ 160.2\text{ m/s}$ 。

应力波从 P 点到达 M 点, 经过两个路径的波程差 $PN+NM-PM=4\text{ mm}$, 相对于应力波的传播速度来说微乎其微, 可以在 $1.1\sim 1.8\ \mu\text{s}$ 内瞬间完成, 而波的响应时间一般为 $20\sim 30\text{ ms}$, 完全具备应力波在 M 点叠加的条件, 理论分析和现场实验结果吻合较好。

2.5 振动能量衰减分析

为进一步掌握振动能量衰减趋势, 这里提出相对能量比概念。当质点振动速度达到峰值时, 能量全部转化为动能, 则势能为零。

对于质量微元 dm , 这里设水平距离重球落地点 0.5 m 处的质点峰值振动速度为 v_0 , 水平距离重球落地点 1.0、2.0、3.0 和 4.0 m 处的质点峰值振动速度为 $v_n(n=1, 2, 3, 4)$ 。

定义相对能量比:

$$k = \frac{\frac{1}{2}dmv_n^2}{\left(\frac{1}{2}dmv_0^2\right)} = \frac{v_n^2}{v_0^2} \quad (7)$$

则相对能量比计算结果见图 7 和表 3。

由图 7 和表 3 可知: 在水平距离重球落地点 3.0 m 以内, 重球质量为 10 kg 时相对能量比大于重球质量为 4 kg 时的该数值; 随着距离的增大, 两者的差值呈增大趋势, 且在距离 2.0 m 处差值达到最大; 落地高度为 1.0、1.5 和 2.0 m 时的相对能量比差值分别为 17.28%、17.37% 和 16.67%; 在距离 3.0 m 处基本一致, 相差不大。说明重球质量对振动能量衰减影响明显; 质量越大, 近区能量衰减越慢。

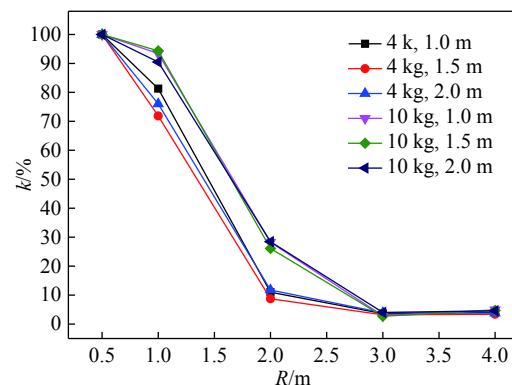


图 7 相对能量比随距离的变化

Fig. 7 Variation of relative energy ratio with distance

3 民采空区垮塌振动计算分析

3.1 与重球触地振动关联性

对于同一个物理过程, 若两个物理现象的各个物理量在各对应点上以及各对应瞬间大小成比例, 且各矢量的对应方向一致, 则称这两个物理现象相似。由于许多力学问题很难用数学方法去解决, 必须通

表 3 相对能量比

Table 3 Relative energy ratio

重球质量/kg	测点距离/m	$v^2/(\text{cm}\cdot\text{s}^{-1})^2$		$k/\%$		$v^2/(\text{cm}\cdot\text{s}^{-1})^2$		$k/\%$	
		高度 1.0 m		高度 1.5 m		高度 2.0 m			
4	0.5	51.07	100	75.78	100	104.24	100		
	1.0	41.51	81.29	54.46	71.87	79.26	76.04		
	2.0	5.60	10.97	6.62	8.73	12.26	11.76		
	3.0	1.84	3.60	2.40	3.17	4.02	3.86		
	4.0	2.09	4.08	2.56	3.38	3.95	3.79		
10	0.5	149.50	100	198.36	100	245.24	100		
	1.0	139.64	93.41	187.12	94.33	221.86	90.47		
	2.0	42.24	28.25	51.77	26.10	69.72	28.43		
	3.0	4.31	2.88	5.39	2.72	9.86	4.02		
	4.0	7.32	4.90	9.31	4.69	11.20	4.57		

过实验来研究;然而由于受到实验条件等的限制,无法进行直接实验,或者直接实验结果只适用于某些特定条件,并不具有普遍意义,因而即使花费巨大,也难能揭示现象的物理本质,并描述其中各量之间的规律性关系。因此,根据物理相似理论,通常用缩小的模型进行研究,以模型实验结果反映实物规律。

考虑到采空区坍塌和重球触地都会对直接接触的地面造成一定冲击危害,进而诱发不同程度的振动应力波并向远处传播,对周边建(构)筑物造成损害。而采空区塌落具有不可逆性,在现实中不可坍塌再现,虽然两者与地面的接触面积、接触方式不同,但两者同属于物理上的物体高处坠落;根据相似理论,可以将空区塌落体简化为一定质量的重球从高处落地,从几何相似、运动相似和动力相似角度可以类比分析,可以通过重球触地振动规律反映采空区坍塌振动规律。

基于此,本文中认为两者的触地振动传播规律在物理上具有一定的相似性和可类比性,因此,可以采用重球触地实验模拟采空区坍塌过程,通过重球触地振动规律进行类比指导采空区安全分析。因而这里在重球触地模拟实验的基础上,以某露天矿山边坡正下方的民采空区为例,从塌落振动角度分析采空区失稳冒落的危害,进而为后面的空区治理、消除安全隐患提供理论指导。

3.2 民采空区概况

某露天矿在生产过程中揭露一个民采空区洞口,位于采场边坡正下方,见图 8;空区围岩稳定性较差,局部冒落较严重,对矿山开采安全和边坡稳定构成较大隐患。通过测量确定采空区面积约 1 205 m²,呈北西-南东走向,最大长度为 77 m,最大宽度为 26 m;底板标高+115 m,高度为 5~6 m;上覆岩层厚度为 15~25 m。

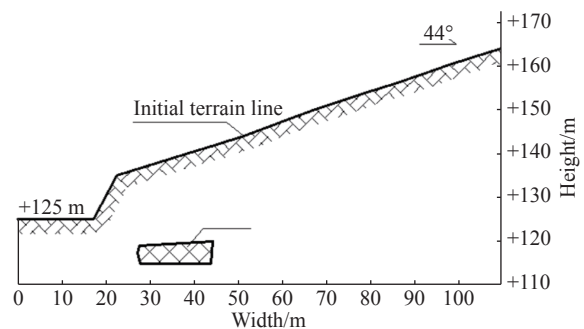


图 8 采空区位置剖面图

Fig. 8 Section of goaf location

3.3 空区塌落振动速度分析

采空区坍塌规模与岩体条件、空区跨度、顶板暴露面积、地应力状态、爆破振动荷载等密切相关。普氏理论认为: 硐室开挖以后, 如不及时支护, 硐顶岩体将不断跨落而形成一个拱形, 称塌落拱。这个拱形最初不稳定, 如果侧壁稳定, 拱高随岩体塌落不断增大; 反之, 如果侧壁也不稳定, 则拱跨和拱高同时增大。当硐的埋深较大时, 塌落拱不会无限发展, 最终将在围岩中形成一个自然平衡拱。据此所推导的在重力应力场条件下的自然平衡拱是抛物线型^[18-20]。

当两帮岩石稳定, 而顶板不稳定时, 对于如图 9 所示宽度为 2a、高度为 H 的矩形采空区, 由于拱效应, 将导致高度为 b 的岩体产生冒落。

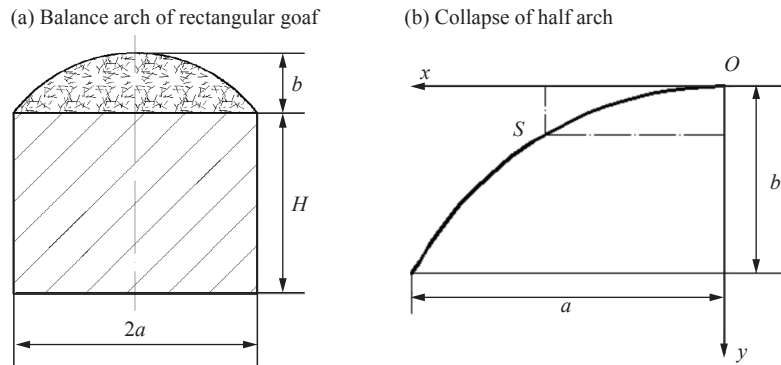


图9 平衡拱分析示意图

Fig. 9 Schematic of balanced arch analysis

考虑半拱的平衡,对拱列出弯矩的平衡式,并考虑到附加安全储备,最后可获得处于安全平衡状态时的拱高方程:

$$y = \frac{1}{af}x^2 \quad (8)$$

式中: a 为空区跨度的 $1/2$, f 为岩体的坚固性系数。此时,冒落区的最大高度,即拱顶高度,为 $b=a/f$ 。该采空区跨度为 $8.2\sim 26$ m, $f=8$, 则冒落区的最大高度为 $0.51\sim 1.63$ m。

这里稳定平衡拱内的岩石为塌落体,积分可得塌落体质量:

$$m = \rho L \int_{-a}^a (b-y) dx = \rho L \int_{-a}^a \left(b - \frac{x^2}{fa} \right) dx = 2\rho L \left(ab - \frac{a^2}{3f} \right) \quad (9)$$

式中: L 为采空区长度, ρ 为石灰岩的密度。已知石灰岩的密度为 $2\,720$ kg/m³, 则采空区塌落体质量为 $582.5\sim 5\,926.5$ t。

据此计算,一旦发生采空区塌落事故,质量达 $582.5\sim 5\,926.5$ t 的岩石将直接冲击到采空区底板上。如果空区侧帮不稳定,则引起的塌落范围和规模将更大。空区坍塌后易于引起地面沉降,同时对采场边坡和生产安全构成严重威胁。鉴于该采空区直接位于采场边坡正下方,根据前文分析,距离越近,则塌落振动越大,振动灾害越严重;空区坍塌质量和高度越大,塌落体的总能量越大,引起的塌落振动也越大。若空区一旦发生坍塌事故,则由此形成的振动速度将远远高于 10 kg 重球从 2.0 m 高度落地时在 0.5 m 距离处的振动速度 15.660 cm/s,也大大超过《爆破安全规程》规定的边坡安全允许振动速度 $10\sim 15$ cm/s。

因此,采空区坍塌后引起地表下陷,势必对采场边坡稳定造成严重影响,易于导致边坡失稳滑坡伤害事故,为尽早消除空区隐患,采空区处理势在必行。

4 采空区处理方案设计及边坡安全

4.1 对治理方案提出思路

根据重球触地振动规律可知,重球质量和落地高度越大,触地振动波能量越大;且距离落球点越近,振动速度越大,随着距离的增大,振动速度呈现整体衰减趋势。这里考虑到该采空区直接位于边坡的正下方,距离近,类比重球触地振动波传播规律,则空区坍塌后引起的振动速度危害极大,一旦超过边坡安全允许振动速度,势必对采场边坡和正常生产安全造成严重影响,因此,亟待采取有效的治理措施以消除采空区安全隐患,为此这里提出以下采空区治理方案。

4.2 空区治理方案设计

结合矿山开采初步设计,确定采用“采空区顶板崩落+边坡削坡”的综合治理方案。将采空区至地表的顶柱崩落,并对周边露天边坡进行削坡处理,降低边坡高度和边坡角,形成 $+125$ m 和 $+140$ m 两个安

全台阶, 平台宽度为 6 m, 台阶边坡角 60°, 与初步设计终了台阶实现较好衔接; 待采空区处理后坑底形成 +115 m 平台, 避免边坡失稳滑坡事故, 彻底消除采空区安全隐患。

设计采空区顶板崩落采用深孔爆破的方法, 采用 2 台潜孔钻机进行凿孔, 孔径为 115 mm, 孔距为 4 m, 排距为 3 m; 分 3 次爆破, 塑料导爆管起爆系统, 逐孔微差起爆。

设计边坡削坡采用自上而下分台阶爆破方案, 孔径为 115 mm, 孔距为 4.5 m, 排距为 3.5 m, 逐孔微差起爆。每次起爆 2~3 排炮孔。设计台阶高度为 10 m, 高于 10 m 的地段分台阶爆破, 低于 10 m 的地段一次爆破。设计治理后边坡剖面见图 10。

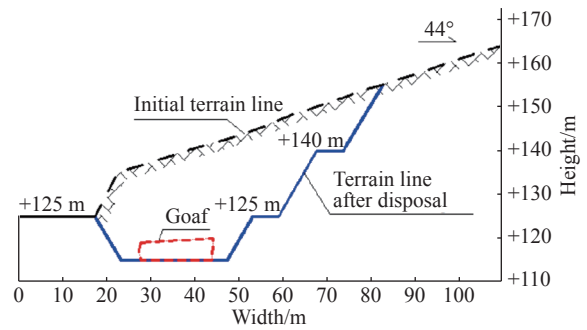


图 10 设计治理后边坡剖面

Fig. 10 Slope profile after goaf disposal

4.3 边坡安全系数计算

为掌握采空区处理后的采场边坡的稳定性状态, 采用 FLAC^{3D} 数值分析软件建立计算模型, 编制计算边坡安全系数的 fish 语言程序, 将计算结果与规定岩土边坡安全系数进行对比。

4.3.1 数值模型的建立

根据现场地形条件、采空区参数及设计治理剖面, 建立 FLAC^{3D} 软件数值计算模型。计算模型长度为 100 m, 宽度为 50 m; 高度为 63 m, 高度为自标高 +100 m 以上至地表。采空区空间位置见图 11 (红色部分为采空区), 边坡数值模型见图 12; 这里将岩体视为弹塑性连续介质类型岩体, 采用莫尔-库仑准则进行数值计算^[21-22]。

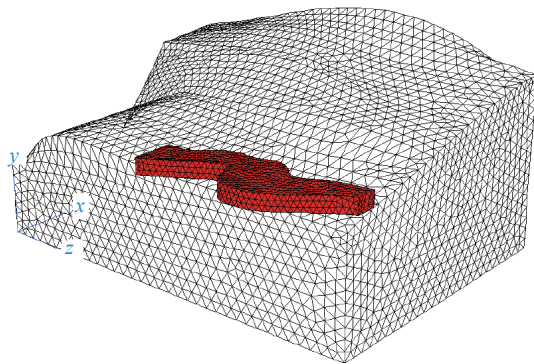


图 11 采空区空间位置图

Fig. 11 Goaf space location

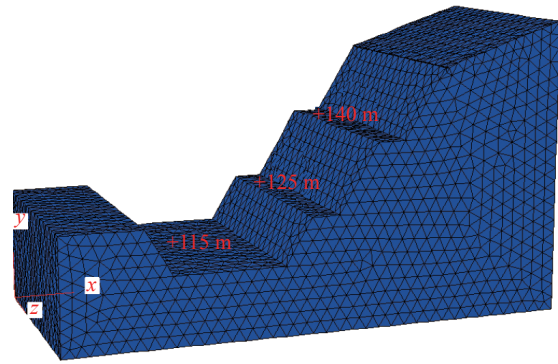


图 12 边坡安全系数计算模型

Fig. 12 Calculation model of slope safety factor

4.3.2 边坡安全系数计算方法

强度折减法是进行边坡稳定性有限元分析的常用方法, 直接通过有限元分析获得一个安全系数, 在工程中得到越来越多的应用。强度折减法是将岩体的抗剪强度指标内聚力 C 和内摩擦角 φ , 用一个折减系数 F_s , 按照下式进行折减:

$$C_F = C/F_s \tag{10}$$

$$\varphi_F = \tan^{-1}(\tan \varphi/F_s) \tag{11}$$

式中: C_F 为折减后虚拟的内聚力, φ_F 为折减后虚拟的内摩擦角。然后用折减后的虚拟抗剪强度指标内聚力 C_F 和内摩擦角 φ_F , 替换原来的 C 和 φ , 如:

$$\tau_F = C_F + \sigma \tan \varphi_F \tag{12}$$

式中: τ_F 为折减后的抗剪强度。随着 F_s 的增大, 折减后的强度指标逐渐减小, 直到某一个指标下边坡发

生失稳,此时发生破坏前的值就是边坡的安全系数 F 。

考虑采空区埋藏深度较浅,这里只考虑岩体自重应力场。通过 fish 语言程序,采用强度折减法对岩体内聚力 C 和内摩擦角 φ 进行折减,折减后的参数不断代入模型进行重复计算,直到模型达到极限发生破坏。

4.3.3 边坡安全系数计算结果

根据建立的数值计算模型,采用强度折减法,计算得到治理后的边坡安全系数为 1.26,大于《非煤露天矿边坡工程技术规范》(GB 51016-2014)^[23] 边坡工程安全Ⅲ级(边坡高度 $H \leq 100$ m)在荷载组合Ⅱ级(自重+地下水+爆破振动力)下的安全系数 1.13~1.08,正常情况下可以保证采场边坡的安全。

计算得到的竖直应力等值线图 and 剪切应变速率图如图 13~14 所示,应力分布呈现明显的分层现象,自上而下,应力逐渐增大,且边坡体内的分层与坡面近似平行;台阶和坑底应力得到释放,但未见应力集中现象;剪切应变速率主要在坡顶相对显著,台阶上有微弱变化,整体来看边坡稳定状态较好。说明边坡削坡治理后,不仅消除了采空区安全隐患,同时提高了边坡安全系数,有效控制了边坡稳定。

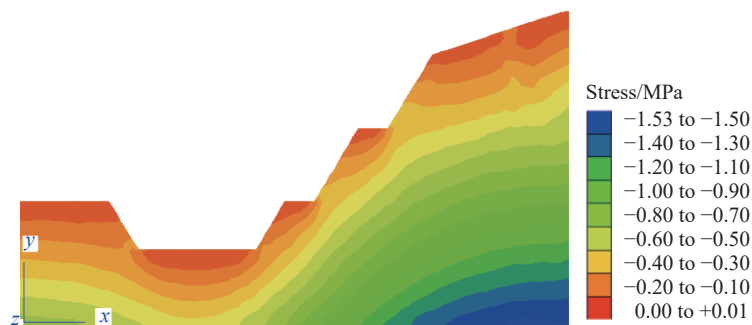


图 13 竖直应力等值线图

Fig. 13 Vertical stress contour

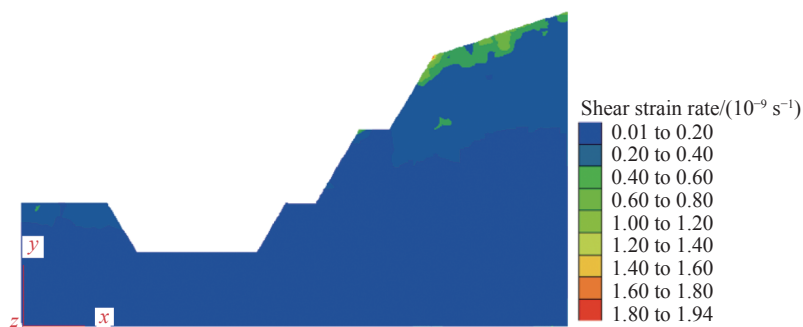


图 14 剪切应变速率

Fig. 14 Contour of shear strain rate

5 结 论

(1) 重球落地与采空区坍塌同属于物理上的物体高处坠落,都会与地面碰撞后产生触地振动波并向远处传播,虽然两者与地面的接触面积、接触方式不同,但两者的触地振动规律在物理上具有一定的相似性和可类比性,根据相似理论,可以采用重球触地实验模拟采空区坍塌过程。

(2) 振动速度与重球质量和落地高度成正相关;重球质量和落地高度越大,引起的振动速度越大。随着测点距离的增大,振动速度整体表现为衰减趋势;对于质量为 4 kg 和 10 kg 的重球,在 3.0 m 处的累

计衰减率分别为 79.79%~81.61% 和 79.95%~83.52%。振动波在不同介质交界面的反射和折射引起振动波的叠加,导致振动速度的小幅度“跃增”,因此,对于多层分界面情况需引起重视。

(3)重球质量对振动能量衰减影响明显;在水平距离重球落地地点 3.0 m 以内,重球质量为 10 kg 时相对能量比较质量为 4 kg 时大,两者落地高度 1.0、1.5 和 2.0 m 的相对能量比差值分别为 17.28%、17.37% 和 16.67%;质量越大,近区能量衰减越慢,对周边建筑物的危害越严重。

(4)根据普式拱理论计算的采空区冒落高度为 0.51~1.63 m,冒落岩体质量为 582.5~5 926.5 t,引起的振动速度远大于边坡安全允许标准。采用“采空区顶板崩落+边坡削坡”方案治理后,采场形成 +125 m 和 +140 m 两个安全平台,与初步设计形成较好衔接;同时边坡安全系数可达到 1.26,大于规定允许值 1.13~1.08,正常情况下可以保证采场边坡的安全,消除采空区安全隐患。

参考文献:

- [1] 杜坤,李夕兵,刘科伟,等.采空区危险性评价的综合方法及工程应用[J].中南大学学报(自然科学版),2011,42(9): 2802-2811.
DU Kun, LI Xibing, LIU Kewei, et al. Comprehensive evaluation of underground goaf risk and engineering application [J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2011, 42(9): 2802-2811.
- [2] 徐恒,王贻明,吴爱祥,等.基于尖点突变理论的充填体下采空区安全顶板厚度计算模型[J].岩石力学与工程学报,2017,36(3): 579-586. DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2016.0199.
XU Heng, WANG Yiming, WU Aixiang, et al. A computational model of safe thickness of roof under filling body based on cusp catastrophe theory [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(3): 579-586. DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2016.0199.
- [3] 吴爱祥,王贻明,胡国斌.采空区顶板大面积冒落的空气冲击波[J].中国矿业大学学报,2007,36(4): 473-477. DOI: 10.3321/j.issn:1000-1964.2007.04.011.
WU Aixiang, WANG Yiming, HU Guobin. Air shock wave induced by roof falling in a large scale in ultra-huge mined-area [J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2007, 36(4): 473-477. DOI: 10.3321/j.issn:1000-1964.2007.04.011.
- [4] 刘晓明,罗周全,杨承祥,等.基于实测的采空区稳定性数值模拟分析[J].岩土力学,2007,28(S1): 521-526.
LIU Xiaoming, LUO Zhouquan, YANG Chengxiang, et al. Analysis of stability of cavity based on cavity monitoring [J]. Rock and Soil Mechanics, 2007, 28(S1): 521-526.
- [5] 付建新,杜建华,谭玉叶.缓倾斜厚大矿体崩落法开采隐伏空区顶板冒落过程及机理研究[J].采矿与安全工程学报,2017,34(5): 891-898. DOI: 10.13545/j.cnki.jmse.2017.05.010.
FU Jianxin, DU Jianhua, TAN Yuyue. The falling process and mechanism of concealed gob roof during the caving mining of the gently inclined heavy ore [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2017, 34(5): 891-898. DOI: 10.13545/j.cnki.jmse.2017.05.010.
- [6] 吴启红,万世明,彭文祥.一种多层采空区群稳定性的综合评价法[J].中南大学学报(自然科学版),2012,43(6): 2324-2330.
WU Qihong, WAN Shiming, PENG Wenxiang. A comprehensive evaluation method about stability of polylaminate goafs [J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2012, 43(6): 2324-2330.
- [7] 王凯兴,潘一山,窦林名.摆型波传播过程块系岩体能量传递规律研究[J].岩土工程学报,2016,38(12): 2309-2314. DOI: 10.11779/CJGE201612021.
WANG Kaixing, PANYishan, DOU Linming. Energy transfer in block-rock mass during propagation of pendulum-type waves [J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2016, 38(12): 2309-2314. DOI: 10.11779/CJGE201612021.
- [8] 楼晓明,周文海,简文彬,等.微差爆破振动波速度峰值-位移分布特征的延时控制[J].爆炸与冲击,2016,36(6): 839-846. DOI: 10.11883/1001-1455(2016)06-0839-08.
LOU Xiaoming, ZHOU Wenhai, JIAN Wenbin, et al. Control of delay time characterized by distribution of peak velocity-

- displacement vibration of millisecond blasting [J]. *Explosion and Shock Waves*, 2016, 36(6): 839–846. DOI: 10.11883/1001-1455(2016)06-0839-08.
- [9] 李俊如, 高建光, 邵蔚, 等. 砂土中的强夯振动对周边环境的影响研究 [J]. *岩土力学*, 2002, 23: 198–200. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2002.z1.057.
- LI Junru, GAO Jianguang, SHAO Wei, et al. Research on influence of dynamic compaction vibration of sand-soil on surroundings [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2002, 23: 198–200. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2002.z1.057.
- [10] 杨年华, 张乐. 爆破振动波叠加数值预测方法 [J]. *爆炸与冲击*, 2012, 32(1): 84–90. DOI: 10.3969/j.issn.1001-1455.2012.01.015.
- YANG Nianhua, ZHANG Le. Blasting vibration waveform prediction method based on superposition principle [J]. *Explosion and Shock Waves*, 2012, 32(1): 84–90. DOI: 10.3969/j.issn.1001-1455.2012.01.015.
- [11] KOLSKY H. Stress waves in solids [M]. New York: Dover Publications, 1963.
- [12] RAYLEIGH L. On waves propagated along the plane surface of an elastic solid [J]. *Proceedings of the London Mathematical Society*, 1885, 17: 4–11. DOI: 10.1112/plms/s1-17.1.4.
- [13] ZHANG Z X, NAARTTIJÄRVI T. Reducing ground vibrations caused by underground blasts in LKAB Malmberget mine [J]. *International Journal for Blasting and Fragmentation*, 2005, 9(2): 61–78. DOI: 10.1080/13855140500140275.
- [14] RICKETTS T E, GOLDSMITH W. Dynamic properties of rocks and composite structural materials [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 1970, 7(3): 315–335. DOI: 10.1016/0148-9062(70)90045-8.
- [15] 王礼立. 应力波基础 [M]. 北京: 国防工业出版社, 2005.
- [16] 杨风威, 李海波, 齐三红, 等. 平面应力波在岩质边坡中的传播规律研究 [J]. *岩石力学与工程学报*, 2015, 34(S1): 2623–2631. DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2013.1374.
- YANG Fengwei, LI Haibo, QI Sanhong, et al. Study of regularity of plane stress wave transmitting in rock slope [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2015, 34(S1): 2623–2631. DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2013.1374.
- [17] 中华人民共和国住房和城乡建设部. 混凝土结构设计规范: GB 50010-2010 [S]. 北京: 中国建筑工业出版社, 2015: 18–19.
- [18] 黄庆享, 郑超. 巷道支护的自稳平衡圈理论 [J]. *岩土力学*, 2016, 37(5): 1231–1236. DOI: 10.16285/j.rsm.2016.05.003.
- HUANG Qingxiang, ZHENG Chao. Theory of self-stable ring in roadway support [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2016, 37(5): 1231–1236. DOI: 10.16285/j.rsm.2016.05.003.
- [19] 赵国彦, 周礼, 李金跃, 等. 房柱法矿柱合理尺寸设计及矿块结构参数优选 [J]. *中南大学学报(自然科学版)*, 2014, 45(11): 3943–3948.
- ZHAO Guoyan, ZHOU Li, LI Jinyue, et al. Reasonable pillar size design and nugget structural parameters optimization in room-and-pillar mining [J]. *Journal of Central South University (Science and Technology)*, 2014, 45(11): 3943–3948.
- [20] 杨仙, 张可能, 黎永索, 等. 深埋顶管顶力理论计算与实测分析 [J]. *岩土力学*, 2013, 34(3): 757–761. DOI: 10.16285/j.rsm.2013.03.027.
- YANG Xian, ZHANG Keneng, LI Yongsuo, et al. Theoretical and experimental analyses of jacking force during deep-buried pipe jacking [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2013, 34(3): 757–761. DOI: 10.16285/j.rsm.2013.03.027.
- [21] YI Haibao, LIU Weizhou, ZHANG Xiliang, et al. Study on deformation mechanism of high stress and broken roadway and its controlling measures [J]. *Applied Mechanics and Materials*, 2014, 501–504: 1798–1803. DOI: 10.4028/www.scientific.net/AMM.501-504.
- [22] 王洪江, 李公成, 吴爱祥, 等. 龙首矿围岩流变特性理论分析及现场监测 [J]. *岩石力学与工程学报*, 2014, 33(S2): 3676–3681. DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2014.s2.035.
- WANG Hongjiang, LI Gongcheng, WU Aixiang, et al. Theoretical analysis for rheological characteristics of surrounding rock and on-site monitoring in Longshou mine [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2014, 33(S2): 3676–3681. DOI: 10.13722/j.cnki.jrme.2014.s2.035.
- [23] 中华人民共和国住房和城乡建设部. 非煤露天矿边坡工程技术规范: GB 51016-2014 [S]. 北京: 中国计划出版社, 2014: 6–7.

Goaf collapse vibration analysis and disposal based on a experiment of heavy ball touchdown

YI Haibao^{1,3}, ZHANG Xiliang^{1,2}, YANG Haitao^{1,3}, LI Ming^{1,3}, GAO Qiqi³, JIN Ke³

(1. *Sinosteel Maanshan Institute of Mining Research Co. Ltd., Manshan 243000, Anhui, China;*

2. *CAS Key Laboratory of Mechanical Behavior and Design of Materials, University of Science and Technology of China, Hefei 230026, Anhui, China;*

3. *State Key Laboratory of Safety and Health for Metal Mines, Manshan 243000, Anhui, China)*

Abstract: Based on the similarity theory, the heavy ball landing experiments were conducted to simulate the collapse of the goaf in order to provide guidance for the goaf disposal. The particle peak vibration velocities corresponding to the balls with the mass 4 kg and 10 kg dropping from 1.0, 1.5 and 2.0 m respectively were measured experimentally on the basis of characteristics analysis of vibration wave. For the first time, the concepts of cumulative attenuation rate of vibration velocity and relative energy ratio were proposed. The collapse vibration velocity of the goaf was analyzed with the help of the Protodyakonov's arch theory. The study shows that the mass and dropping height of the heavy ball are positively related to the vibration velocity, and the former has greater influence on the cumulative attenuation rate than that of the latter. With the increase of measuring distance, the overall vibration velocity shows an attenuation trend. The accumulative decay rates for 4 kg and 10 kg heavy balls at 3.0 m are 79.79%–81.61% and 79.95%–83.52%, respectively. Reflections and refractions at the interface of different media can cause a small “jump increase” in vibration velocity. The mass has a significant effect on vibration energy attenuation: the greater the mass, the slower the energy attenuation in the near area. The goaf collapsed mass is 582.5 t to 5 926.5 t and it causes the particle vibration velocity to be much larger than that of the safety allowable value. With the comprehensive treatment plan of “roof caving+slope slope cutting”, the slope safety factor can reach 1.26, completely eliminating the hidden dangers in the goaf area.

Keywords: heavy ball touchdown experiment; vibration velocity; goaf disposal; numerical analysis

(责任编辑 张凌云)