

文章编号: 1000-7598 (2011) 02-0326-08

采区溜井卸矿冲击载荷作用的理论分析与验证

宋卫东^{1,2}, 王洪永^{1,2}, 王 欣^{1,2}, 杜建华^{1,2}

(1. 北京科技大学 金属矿山高效开采与安全教育部重点实验室, 北京 100083; 2. 北京科技大学 土木与环境工程学院, 北京 100083)

摘 要: 以运动学理论为基础对矿石在溜井中的运动规律进行理论推导, 结合相似材料模拟试验对结果进行对比分析。研究表明, (1) 初始冲击时法向冲击力较大, 随着冲击次数的增加法向冲击力逐渐减弱切向冲击力逐渐增强, 对井壁造成的破坏由以法向破坏为主转变为剪切破坏为主; (2) 冲击点的间隔越来越大, 冲击角度逐渐减小, 矿石经过 2~3 次冲击井壁之后垂直落入井中; (3) 理论推导得到形成的 2 个冲击带位于井口下 2.0~5.6 m 及 26.4~38.2 m 处, 试验得出的破坏范围为井口下 1.95~10.2 m 及 19.4~40.2 m 处, 试验所得的冲击带范围较理论推导结果略大; (4) 处于冲击区域的压力盒数据变化最大, 处于矿石磨损区域的压力盒数值变化较小且变化趋势缓和。

关 键 词: 冲击载荷; 理论推导; 冲击带; 相似模型试验

中图分类号: TD 352

文献标识码: A

Theoretical analysis and test of impact load due to ore dumping in chute

SONG Wei-dong^{1,2}, WANG Hong-yong^{1,2}, WANG Xin^{1,2}, DU Jian-hua^{1,2}

(1. Key Laboratory of High-Efficient Mining and Safety of Metal, Ministry of Education, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China;

2. School of Civil and Environmental Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

Abstract: To analyze the stability of ore chute, the regular pattern of the ore movement in the ore chute and the deformation law of ore chute should be researched. This article is based on the kinematics theory to discuss the regular pattern of the ore movement in the ore chute and a similar material simulation is made to test its results. The study shows that in the beginning the normal impact is larger than others and with the increase of shock times, the normal impact becomes weaker and the tangential impact grows. The main damage to the shaft changes from normal breakage to tangential breakage. The interval between two impact spots is getting bigger; and bigger and the angle of impact reduces gradually. After two or three times struck, ores fall into chute vertically. Through the theoretical derivation calculation, there would be two impact zones under the well head: one is from 2.0-5.6 m and the other is from 26.4-40.2 m. The impact range obtained from the experiment is from 1.95-10.2 m and 19.4-40.2 m; and that is a bit larger than the result from the calculation. The data of the pressure box changes difference: the max change from the impact areas, less change from the ore attrition areas.

Key words: impact load; theoretical derivation; impact zone; similar model test

1 引 言

采区溜井属于开拓系统工程, 其主要作用是溜放和暂时储存矿石, 服务时间较长, 其稳定性直接关系到矿块的生产能力和采矿生产计划安排。对于矿岩体松软破碎、应力环境复杂和支承压力高的采区溜井, 收敛变形和垮冒破坏严重^[1]。

常见的溜井变形破坏有溜井堵塞^[2-3]、跑矿^[4]

及井壁损坏^[5-6] 3 种。溜井的变形破坏在溜井放矿中发生频率较高, 轻则影响放矿速度, 重则直接导致矿山生产中断。目前, 分析溜井的变形破坏问题大体有 3 种方法: 理论解析法^[7-8]、试验法^[8-9]和数值模拟分析方法^[10-11]。文献[12]对溜井破坏机制的分析指出, 溜井的变形破坏主要与工程地质条件、群井效应、支护强度、冲击载荷等有关, 其中冲击载荷是重要因素之一。大量测量结果表明, 冲击载

收稿日期: 2010-04-12

基金项目: 科技部国家“十一五”科技支撑重大计划项目 (No. 2006BAB02A02)。

第一作者简介: 宋卫东, 男, 1966 年生, 教授, 主要从事硬岩矿山开采理论与工艺方面的研究。E-mail: songwd@ustb.edu.cn

通讯作者: 王欣, 女, 1986 年生, 博士研究生, 主要从事矿山岩石力学及矿山安全方面的研究工作。E-mail: cynthiawong615@gmail.com

荷产生的破坏一般在卸矿点以下 40 m 的范围内。

本文以运动学理论为基础,对矿石在溜井中的运动过程进行理论推导得到其运动规律,并结合相似材料模拟试验验证理论推导的正确性,为溜井稳定性分析提供理论依据。

2 溜井受冲击载荷时的理论分析

矿石在溜井中的运动学理论分析建立在如下假设基础上:①井壁岩体岩性相同,且井壁为平整均匀的直筒;②矿石简化为球形,质量均匀分布;③矿石和井壁均为各向同性弹塑性体;④井壁岩体满足摩尔-库仑屈服准则;⑤矿石运动状态只考虑平动,不考虑其自身的转动,且矿石做平动时,被看作为一个质点。

2.1 矿石与井壁的碰撞分析

矿石与井壁初次碰撞时,假设铲车放矿且铲斗底部与水平面的夹角为 θ ,矿石离开铲斗时的初速度为 v_0 , L 为溜井井筒的中心轴线, O 为矿石与井壁的第 1 次冲击点, α 为矿石冲击井壁是矿石的速度方向与井壁的夹角, R 为溜井井筒的直径, t 为矿石从离开铲斗后运动的时间。矿石在溜井中运动时,把沿井筒径向的速度分量定义为法向速度,把沿井壁向下方向的速度定义为切向速度,如图 1 所示。

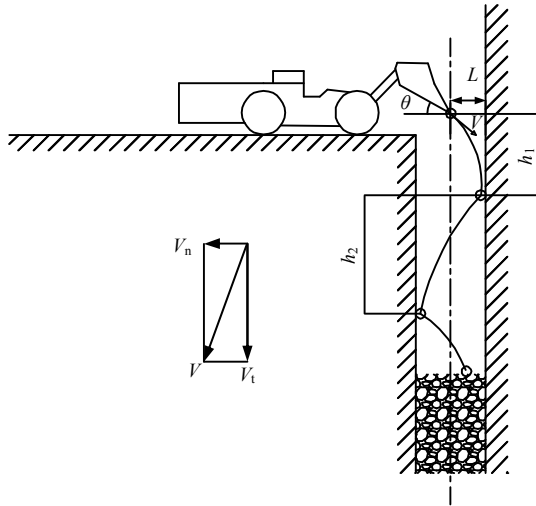


图 1 卸矿及矿石运动示意图
Fig.1 Sketch of unloading ore and ore movement

矿石离开铲斗后做抛物运动,故矿石在法向和切向的速度分别为

$$v_n = v_0 \cos \theta \quad (1)$$

$$v_t = v_0 \sin \theta + gt \quad (2)$$

矿石与井壁的冲击倾角为

$$\alpha = \arctan(v_n / v_t) \quad (3)$$

发生第 1 次发生碰撞时,矿石运动的时间为

$$t = R / (v_0 \cos \theta) \quad (4)$$

矿石与井壁第 1 次发生碰撞时,法向和切向的速度分别为

$$(v_n)_1 = v_0 \cos \theta \quad (5)$$

$$(v_t)_1 = v_0 \sin \theta + \frac{Rg}{v_0 \cos \theta} \quad (6)$$

冲击倾角为

$$\alpha_1 = \arctan[(v_n)_1 / (v_t)_1] = \arctan \left[v_0 \cos \theta / \left(v_0 \sin \theta + \frac{Rg}{v_0 \cos \theta} \right) \right] \quad (7)$$

假设第 i 次冲击前的速度为 v_i ,与井壁的冲击夹角为 α_i ,对应于本次碰撞的法向恢复系数和切向恢复系数分别为 $(\lambda_i)_n$ 和 $(\lambda_i)_t$,则

碰撞前法向速度:

$$(v_i)_n^- = v_i \sin \alpha_i \quad (8)$$

碰撞前切向速度:

$$(v_i)_t^- = v_i \cos \alpha_i \quad (9)$$

碰撞后法向速度:

$$(v_i)_n^+ = (v_i)_n^- (\lambda_i)_n \quad (10)$$

碰撞后切向速度:

$$(v_i)_t^+ = (v_i)_t^- (\lambda_i)_t \quad (11)$$

矿石从上一次碰撞到本次碰撞的时间间隔:

$$t_i = 2R / (v_{i-1})_n^+ \quad (12)$$

上次冲击点与本次冲击点的垂直间距:

$$h_i = \frac{[(v_i)_t^-]^2 - [(v_{i-1})_t^+]^2}{2g} = \frac{2t_i(v_i)_t^+ + g(t_i)^2}{2} \quad (13)$$

冲击倾角为

$$\alpha_i = \arctan[(v_n)_i^- / (v_t)_i^-] \quad (14)$$

式中: v_n 为法向速度分量; v_t 为切向速度分量; $(v_n)_1$ 为矿石与井壁第 1 次碰撞时法向速度分量; $(v_t)_1$ 为矿石与井壁第 1 次碰撞时切向速度分量。

2.2 矿石恢复系数的确定

根据恢复系数的定义, 矿石在发生碰撞时法向恢复系数为

$$\lambda_n = v_n^+ / v_n^- \quad (15)$$

式中: λ_n 为法向恢复系数; v_n^+ 为矿石发生碰撞后的法向速度; v_n^- 为发生碰撞前的法向速度。

同理, 矿石在碰撞过程中切向恢复系数为

$$\lambda_t = v_t^+ / v_t^- \quad (16)$$

式中: λ_t 为切向恢复系数; v_t^+ 为矿石碰撞后切向运动速度; v_t^- 为矿石碰撞前切向运动速度。

众多研究结果表明^[13-16], 恢复系数不仅与发生碰撞两物体的材料、物理力学性质等有关, 还与物体运动的速度、冲击角度有关。因此, 由于矿石每次冲击井壁的速度和冲击角度不一样, 对应的恢复系数也是变化的。

所以矿石第 1 次冲击井壁时, 有碰撞后的法向速度:

$$(v_1)_n^+ = (\lambda_1)_n (v_1)_n^- \quad (17)$$

碰撞后的切向速度:

$$(v_1)_t^+ = (\lambda_1)_t (v_1)_t^- \quad (18)$$

矿石从下落到第 1 次冲击井壁的时间:

$$t_1 = R / (v_0 \cos \theta) \quad (19)$$

矿石第 1 次冲击井壁前下落的垂直间距:

$$h_1 = \left\{ [(v_1)_t]^2 - (v_0 \sin \theta)^2 \right\} / 2g \quad (20)$$

冲击倾角:

$$\alpha_1 = \arctan \left[(v_n)_1^- / (v_t)_1^- \right] \quad (21)$$

当矿石第 2 次冲击井壁时, 有碰撞前的法向速度:

$$(v_2)_n^- = (v_1)_n^+ \quad (22)$$

碰撞前的切向速度:

$$(v_2)_t^- = (v_1)_t^+ + gt_2 \quad (23)$$

碰撞后的法向速度:

$$(v_2)_n^+ = (\lambda_2)_n (v_2)_n^- \quad (24)$$

碰撞后的切向速度:

$$(v_2)_t^+ = (\lambda_2)_t (v_2)_t^- \quad (25)$$

矿石从第 1 次碰撞到第 2 次碰撞的时间间隔:

$$t_2 = 2R / (v_1)_n^+ \quad (26)$$

第 1 次冲击点到第 2 次冲击点的垂直间距:

$$\left. \begin{aligned} h_2 &= \frac{[(v_2)_t^-]^2 - [(v_1)_t^+]^2}{2g} = \frac{t_2 (v_1)_t^+ + g(t_2)^2}{2} \\ (v_2)_t^- &= (v_1)_t^+ + gt_2 \end{aligned} \right\} \quad (27)$$

冲击倾角:

$$\alpha_2 = \arctan \left[(v_n)_2^- / (v_t)_2^- \right] \quad (28)$$

C.Thornton 以 Hertz 接触理论为基础, 在假设材料满足理想弹塑性特性的基础上, 推导了球体法向碰撞恢复系数的计算公式^[17]:

$$\lambda_n = \left\{ \frac{6\sqrt{3}}{5} \left[1 - \frac{1}{6} \left(\frac{V_y}{V_n} \right)^2 \right] \right\}^{\frac{1}{2}} \cdot \left\{ \frac{V_y}{V_n} \left[\frac{V_y}{V_n} + 2 \sqrt{1.2 - 0.2 \left(\frac{V_y}{V_n} \right)^2} \right]^{-1} \right\}^{\frac{1}{4}} \quad (29)$$

式中: λ_n 为矿石法向碰撞恢复系数; V_n 为矿石法向的冲击速度; V_y 为井壁岩体初始屈服法向冲击速度。

何思明、吴永等^[18]在假设被冲击面满足摩尔-库仑准则的基础上, 推导了被冲击面初始屈服法向冲击速度的计算公式:

$$V_y = 18.1 \frac{R^{\frac{3}{2}}}{E^2 m^{\frac{1}{2}}} \left(\frac{2c \cos \varphi}{C_{v1} - C_{v2} \sin \varphi} \right)^{\frac{5}{2}} \quad (30)$$

其中:

$$\left. \begin{aligned} C_{v1} &= \frac{3}{2} (1 + \xi_0^2)^{-1} - (1 + v_1) (1 - \xi_0 \tan^{-1} \xi_0) \\ C_{v2} &= \frac{1}{2} (1 + \xi_0^2)^{-1} - (1 + v_2) (1 - \xi_0 \tan^{-1} \xi_0) \\ \xi_0 &= 0.0475 + (1 + v_1) \left(\frac{1 - \sin \varphi}{3 + \sin \varphi} \right) \\ \frac{1}{E} &= \frac{1 - v_1^2}{E_1} + \frac{1 - v_2^2}{E_2} \end{aligned} \right\} \quad (31)$$

式中: R 为矿石的半径; E 为等效弹性模量; E_1 、 v_1 、 E_2 、 v_2 分别为被冲击面和矿石的弹性模量和泊松比; m 为矿石的质量; c 、 φ 分别为被冲击面的黏聚力和内摩擦角。

同时, 他们利用冲击力的关系公式推导出了切向恢复系数和法向恢复系数的关系为

$$\lambda_t = 1 - \mu(1 + \lambda_n) \tan \alpha \quad (32)$$

式中: λ_t 、 λ_n 分别为切向和法向恢复系数; μ 为切向冲击力和法向冲击力的关系系数, $F_t = \mu F_n$; α 为冲击倾角。

2.3 程潮铁矿采区溜井受矿石冲击实例

程潮铁矿采用无底柱分段崩落法开采, 采场溜井的变形破坏十分严重, 几乎所有的溜井都发生过不同程度的垮冒, 平均使用年限仅为设计服务年限的 1/2 左右。

采场主要的出矿设备是 TORO400E3.8 m³ 电动铲运机, 由于矿岩易于卸净, 加之受整机高度的限制及要满足最大卸载高度的要求, 卸载角度一般取 40°~45° 之间^[19]。根据地质资料, 井壁围岩多为花岗岩, 矿石为斑状磁铁矿, 恢复系数相关的计算参数见表 1。

表 1 矿石冲击计算参数
Table 1 Calculation parameters of ore shock

材料	弹性模量 / GPa	泊松比	黏聚力 / MPa	内摩擦角 / (°)	半径 / m	重度 / (kN/m ³)
井壁	2.04	0.27	1.61	29.6		25.2
矿石	53.50	0.31			0.3	36.4

溜井的净直径取 $D = 3$ m, 铲运机的卸载角度 $\theta = 40^\circ$, 铲运机的卸载高度为 1 508 mm, 则由法向恢复系数的公式可得, $\lambda_n = 0.32$, $\lambda_t = 0.92$ 。

由于溜井井壁为光滑而坚硬的表面, 因此对法向系数和切向系数进行修正的结果为 $\lambda_n = 0.40$, $\lambda_t = 0.90$ 。

在卸矿作业中, 铲斗卸矿的倾角会发生变化, 影响到矿石离开铲斗时的速度, 进而影响冲击点位置。按铲斗倾角 $\theta = 40^\circ$ 以及矿石的自然安息角 ($\theta = 36^\circ$) 进行推导, 根据本文的理论计算模型, 矿石对井壁的冲击计算结果如表 2、3 所列。

表 2 速度和恢复系数计算结果

Table 2 Calculation results of speed and recovery coefficient

冲击 次数 / 次	倾角 θ / (°)	冲击入射速度 / (m/s)		恢复系数		回弹速度 / (m/s)	
		法向	切向	法向	切向	法向	切向
1	40	2.21	7.86	0.40	0.90	0.89	7.10
	36	2.23	7.62	0.40	0.90	0.89	6.86
2	40	0.86	36.10	0.42	0.92	0.38	33.21
	36	0.89	35.86	0.42	0.92	0.38	33.00
3	40	0.38	101.21	0.42	0.95	0.16	96.15
	36	0.38	101.00	0.42	0.95		

表 3 时间和间距的计算结果

Table 3 Calculation results of time and spacing

冲击 次数 / 次	倾角 θ / (°)	相邻两次冲击 间隔时间 / s	相邻两次冲击 垂直距离 / m	冲击倾角 / (°)
1	40	0.6	3.56	15.72
	36	0.6	3.49	16.31
2	40	2.9	24.80	1.41
	36	2.9	24.45	1.42
3	40	6.8	146.92	0.22
	36	6.8		

由表 2 可知, 随着冲击次数的增加, 法向速度逐渐减小, 且法向速度远小于切向速度。特别是发生第 2 次撞击时, 切向速度远大于法向速度, 因此切向冲击力也较大。矿石在运动过程中, 竖向速度越来越大 (重力加速度), 故沿井壁方向破坏也越来越严重, 对井壁造成的破坏以剪切破坏为主, 法向破坏是指垂直井壁方向的破坏。由表 3 可知, 除去铲运机卸矿, 起重臂的抬举高度为 1.5 m。铲斗的倾斜角 $\theta = 40^\circ$ 时, 其第 1 冲击点应该在井口下方的 2.06 m 处, 而第 2 冲击点的位置为 26.8 m 处; 当铲斗的倾斜角 $\theta = 36^\circ$ 时, 第 1 冲击位置在井口下 1.99 m, 第 2 冲击位置在井口下 26.44 m。

3 相似材料试验

3.1 模型的建立

以程潮铁矿东区 3 606 号溜井为模拟对象, 多数溜井在使用 1~2 个分段后, 由于冲击载荷的作用, 井筒直径会扩大 2~3 倍, 最严重的溜井直径可达 10~15 m, 因此径向宽度选取为溜井直径的 3~4 倍, 则模拟范围为 12 m。理论计算中冲击位置为 23~31 m, 故模拟溜井深度选取为 45 m。选定模型的相似比为 1:30。

基于几何相似条件, 相似模型的尺寸 (长×宽×高) 400 mm×400 mm×1 500 mm。为测量溜井开挖前后和受冲击荷载溜井井壁的应力应变, 在井壁受矿石冲击的 2 个侧面布置压力盒, 并在模型中布置 40 个应力监测点, 布点的原则: 监测点 1~15 号、16~30 号其每两点之间的竖直间距均为 50 mm, 监测点 31~35 号和 36~40 号其每两点之间的竖直间距为 100 mm, 所有监测点距离井壁的距离均为 30 mm。1~30 号监测点布置得比较密集是因为这 2 个区域在卸矿时会有冲击载荷产生, 30~40 号监测点主要测量溜井开挖前后井壁附近应力的变化, 模型如图 2 所示。模型的具体设计参数见表 4。

表 4 模型设计参数

Table 4 Model design parameters

模型几何比例	模型长 / mm	模型宽 / mm	模型高 / mm	时间相似系数	重度相似系数	强度相似系数
1:30	400	400	1 500	1:6	0.5	15

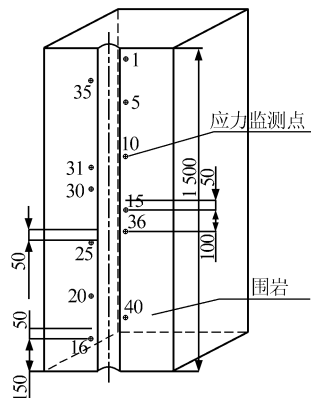


图 2 溜井模型竖直剖面结构示意图(单位: mm)

Fig.2 Sectional elevation structure diagram of ore chute model(unit: mm)

结合前面的冲击理论计算, 采取 3 种卸矿方案: ①卸矿时, 储矿高度水平在 2 次冲击位置以下(第 2 次冲击位置大概在井口下方 23~31 m)。②卸矿时, 储矿高度水平在第 2 次冲击位置的上方。③空井卸矿, 即溜井中不保留储矿高度, 该种卸矿方法会使井壁受到较大的冲击, 井壁会受到矿石的次冲击和磨损。

3.2 试验结果分析

(1) 井壁破坏过程的观测

实验过程中发现, 井壁破坏严重的位置有 2 处, 第 1 处为距模型上端面 60~300 mm (以模型上端面为 0 刻度面, 沿井壁竖直方向), 第 2 处为 680~1 210 mm。

第 1 处破坏情况比较严重且靠近模型的上方, 较易观察, 第 2 处的破坏分两部分先后形成。先形成的破坏处是矿石 2 次冲击形成, 其破坏位置为 680~1 368 mm, 后形成的是由于第 1 处破坏发展到一定的程度后形成一个凹坑, 且与井壁边缘形成一定的坡度, 开始时破坏位置大概在 820~1 368 mm 处, 当矿石再次冲击第 1 处破坏时就改变了矿石的运动线路, 2 次冲击点上移, 其冲击范围上升至 680 mm 处。

(2) 井壁的破坏与几何变形情况

井壁破坏严重的有 2 处, 其破坏范围分别是 66~334 mm 和 646~1 335 mm 位置, 沿矿石冲击方向, 溜井受冲击破坏严重, 溜井破坏后最大直径达到 200 mm, 垂直于冲击的方向, 溜井破坏后最

大直径达到 140 mm。



图 3 溜井破坏后的横断面

Fig.3 Transverse section after ore chute damaged



图 4 溜井破坏后井口直径的测量

Fig.4 Pithead diameter measurement after ore chute damaged

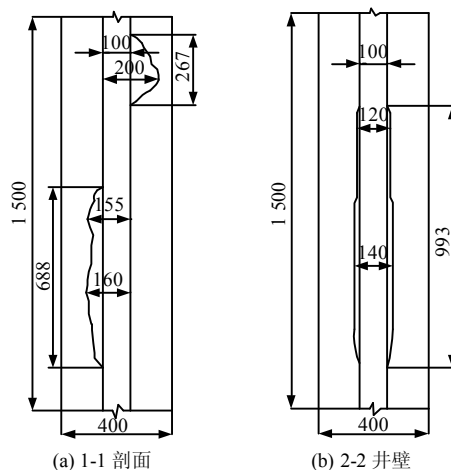


图 5 破坏示意图(单位: mm)

Fig.5 Damaged diagram(unit: mm)

从图 5 可以看出, 沿冲击方向井壁破坏严重, 且其破坏有 2 处, 分布于井壁两侧, 第 1 处破坏处井壁破坏严重, 该方向的井口直径达到了 200 mm, 是设计井口直径的 2 倍; 第 2 处破坏呈现出波浪状, 主要是因为随着第 1 处破坏的严重程度, 改变了矿石的运动路线, 造成冲击位置上移, 形成 2 处“凹槽”, 破坏的最大尺寸分别为 155 mm 和 160 mm。在垂直方向, 上部破坏从 66~334 mm, 第 2 处破

坏从 646~1 335 mm。

(3) 压力盒数值变化分析

在对井壁进行卸矿过程中,通过对布置在溜井围岩内部的压力盒进行连续监测,绘制了各压力盒应力变化曲线。得出随着卸矿次数的增加,各测点的应变值都呈增大的趋势。根据测点的位置及测点所在位置处井壁磨损破坏程度的不同,各测点的应变值有所变化,变化的幅度也有所不同。

①处于冲击区域的布点压力盒数值变化幅度比较大,且应变值的增大幅度明显,最大应变值为 27×10^{-6} (压力盒的弹性模量 $E = 200 \text{ GPa}$, 因而此时应力值为 5.4 MPa), 这些压力盒的位置受矿石冲击严重,井壁磨损大,卸载比较明显,如图 6 所示。

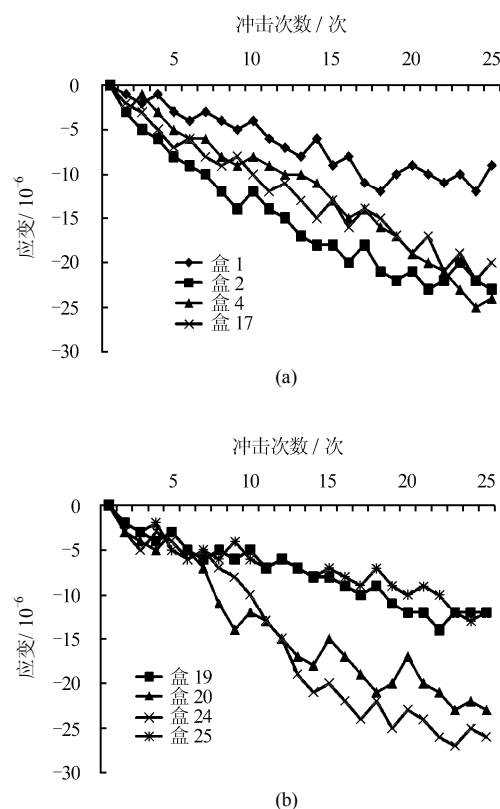


图 6 处于冲击区域压力盒应变变化曲线
Fig.6 Strain curves of pressure box in impact areas

②处于非冲击区域的布点压力盒数值变化幅度很小,应变值基本稳定,在一定范围呈上下波动很小的直线变化,最大应变值为 10×10^{-6} (应力值为 2.0 MPa)。井壁基本不受冲击和破坏,压力盒测得的数据变化很小,31~35 号测点数据基本无数据变化,如图 7(a)所示。

③处于非冲击区域但是井壁会受到磨损部位的压力盒,应变值的变化介于以上 2 种情况之间,最

大应变值为 16×10^{-6} (应力值为 3.2 MPa), 如图 7(b)所示。由于矿石在溜井中运动的复杂性,在井筒中下部位置会受到一定程度的磨损,使得井壁磨损破坏,出现卸载,但卸载情况没有冲击处的明显。

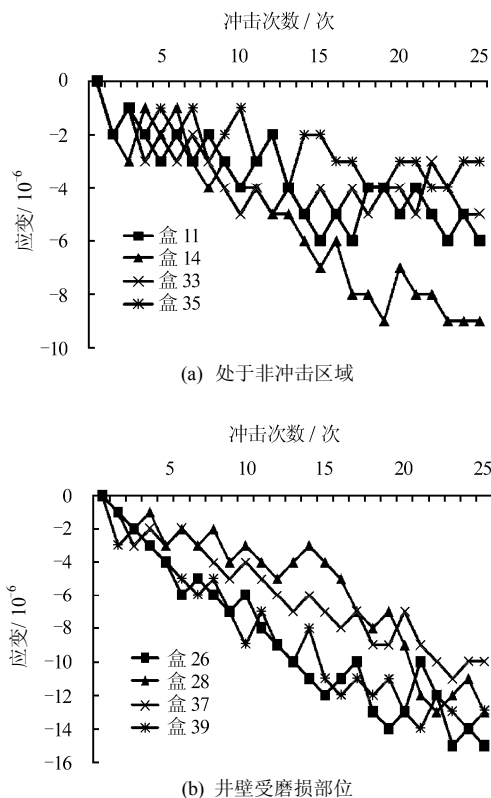


图 7 压力盒应变变化曲线
Fig.7 Strain curve of pressure box

4 理论推导及实测结果对比分析

初始冲击时法向冲击力较大,随着冲击次数的增加,法向速度逐渐减小,且法向速度远小于切向速度。特别是发生第 2 次撞击时,切向速度远大于法向速度。矿石在运动过程中,竖向速度越来越大(重力加速度),故沿井壁方向破坏(即剪切破坏)也越来越严重,对井壁造成的破坏以剪切破坏为主。冲击点的间隔越来越大,冲击角度逐渐减小,矿石一般经过 2~3 次冲击井壁之后就垂直落入井中。

由理论推导结果可知,卸矿作业中,随着卸矿点的不同冲击点的位置也不同。多次卸矿后,井壁受冲击部位会形成冲击带。考虑各种因素的影响,计算得到井壁会在矿石第 1 次冲击范围即井口下 $2.0 \sim 5.6 \text{ m}$ 以及第 2 次冲击范围即 $26.4 \sim 38.2 \text{ m}$ 形成 2 个冲击带。

由相似材料模拟试验结果可知,井壁卸矿口下第 1 处破坏范围为卸矿口下 $65 \sim 340 \text{ mm}$,井筒直径扩大到 200 mm ,是原来井壁的 2 倍,因此,实

际的破坏范围为 1.95~10.20 m, 井壁扩张为 6 m 左右; 第 2 处破坏范围为 645~1 340 mm, 该段分为两部分, 820~1 340 mm 先形成破坏区, 在破坏达到一定程度后形成冲击点上移形成第 2 处破坏范围即 645~820 mm, 该区域井壁直径破坏的最大值为 160 mm, 该处破坏范围为 19.4~40.2 m, 直径扩大到 4.8 m。试验所得的冲击带比理论推导所得冲击带范围略大, 这与许多因素有关, 主要原因是理论推导过程中是理想化的, 例如, 假设平动及矿石被看做一个质点, 只考虑平动, 不考虑自身转动, 会影响到矿石的速度; 将矿石看做一个质点, 就忽略了矿石的自身尺寸。因为井壁的直径确定, 矿石自身的尺寸会影响到矿石在水平方向的运动时间, 而试验中矿石是有转动和尺寸的, 所以理论和试验产生计算误差, 试验得到的冲击带更符合实际。

压力盒数据变化的规律为: 处于冲击区域的压力盒数据变化最大, 如 4、24 号压力盒数据; 处于矿石磨损区域的压力盒数值变化较小且变化趋势缓和, 如 26 号压力盒; 井壁不受破坏的区域压力盒数据基本不变化, 如 35 号压力盒。因此, 从压力盒数据变化也可基本判断该处井壁的破坏情况。

5 结 论

(1) 初始冲击时法向冲击力较大, 随着冲击次数的增加法向冲击力逐渐减弱切向冲击力逐渐增强, 对井壁造成的破坏由以法向破坏为主转变为剪切破坏为主。

(2) 冲击点的间隔越来越大, 冲击角度逐渐减小, 矿石一般经过 2~3 次冲击井壁之后就垂直落入井中。

(3) 理论推导计算得到井壁会在井口下 2.0~5.6 m 及 26.4~38.2 m 处形成 2 个冲击带, 试验得出的破坏范围为井口下 1.95~10.2 m 及 19.4~40.2 m 处, 试验所得的冲击带比理论推导所得冲击带范围略大, 主要原因是理论推导过程是理想化的, 所以理论和试验产生计算误差, 试验所得到的冲击带更符合实际。

(4) 处于冲击区域的压力盒数据变化最大, 处于矿石磨损区域的压力盒数值变化较小且变化趋势缓和, 井壁不受破坏的区域压力盒数据基本不变化。

参 考 文 献

[1] 季翔, 宋卫东, 杜翠凤. 采区溜井严重垮冒原因分析及加固方案研究[J]. 金属矿山, 2007, 42(2): 26—28.
JI Ao, SONG Wei-dong, DU Cui-feng. Cause analysis of serious collapse of mine pass and investigation on its

consolidation[J]. **Metal Mine**, 2007, 42(2): 26—28.
[2] 高文远, 徐忠光. 大断面长溜井高位堵塞疏通处理实践研究[J]. 金属矿山, 2009, 44(10): 39—44.
GAO Wen-yuan, XU Zhong-guan. Practical research on dredging the high-level blockage for a long large-section chute[J]. **Metal Mine**, 2009, 44(10): 39—44.
[3] 杨旭. 兰尖矿粉矿通过溜井的堵塞和跑矿事故分析与处理[J]. 中国矿业, 1996, 11(3): 35—38.
YANG Xu. Analysis and settling ways of blocking up and urning away of weathered ore and rock passing through the wells in Lanjian Iron Mine[J]. **China Mining Magazine**, 1996, 11(3): 35—38.
[4] 罗映南. 紫金山金矿露天采场平硐溜井技术分析[J]. 金属矿山, 2004, 39(11): 11—14.
LUO Ying-nan. Technical analysis of adit-pass at Zijinshan open pit[J]. **Metal Mine**, 2004, 39(11): 11—14.
[5] 宋卫东, 匡忠祥. 采场溜井加固工程围岩稳定性数值计算分析[J]. 金属矿山, 2001, 36(6): 23—28.
SONG Wei-dong, KUANG Zhong-xiang. Numerical calculation analysis of the surrounding rock stability of the reinforcement engineering[J]. **Metal Mine**, 2001, 36(6): 23—28.
[6] 姚直书, 余贵华, 程桦, 等. 特厚表土层钢板混凝土复合井壁竖向承载力试验研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(6): 1687—1691.
YAO Zhi-shu, YU Gui-hua, CHENG Hua, et al. Research on vertical bearing capacity of shaft lining structure of high strength concrete and double steel cylinders in super-thick alluvium [J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2010, 31(6): 1687—1691.
[7] 据宜文, 刘宏伟, 王桂梁, 等. 卸压套壁法加固井壁的力学机制与工程应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(5): 773—777.
JU Yi-wen, LIU Hong-wei, WANG Gui-liang, et al. Mechanical mechanism of reinforcing shaft-wall with pressure release and casing-wall method and its engineering application[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2003, 22(5): 773—777.
[8] 赵文, 梁磊, 张锋春, 等. 冲击荷载作用下混凝土的受力分析[J]. 东北大学学报, 2008, 29(5): 738—741.
ZHAO Wen, LIANG Lei, ZHANG Feng-chun, et al. Stress analysis of concrete under impact loading[J]. **Journal of Northeastern University(Natural Science)**, 2008, 29(5): 738—741.
[9] BADR A, ASHRAF A F, PLATTEN A K. Statistical variations in impact resistance of polypropylene fibre-reinforced concrete[J]. **International of Journal of Impact Engineering**, 2006, 32(11): 1907—1920.

- [10] 匡忠祥, 宋卫东. 程潮铁矿 1[#]和 2[#]主溜井相互作用机制数值模拟[J]. 金属矿山, 2002, 37(7): 9—11.
KUANG Zhong-xiang, SONG Wei-dong. Numerical analog study of the interaction mechanism of No.1 and No.2 main shafts at Chengchao Iron Mine[J]. **Metal Mine**, 2002, 37(7): 9—11.
- [11] YANG R S, JIANG L L, GUO D M. Numerical simulation orepass choking-up treatment adopting blasting method[J]. **Journal of Beijing Institute of Technology**, 2009, 18(2): 166—170.
- [12] 明世祥. 地下金属矿山主溜井变形破坏机制分析[J]. 金属矿山, 2004, 39(1): 5—8.
MING Shi-xiang. Analysis of deformation destruction mechanism of main pass in underground metal mines[J]. **Metal Mine**, 2004, 39(1): 5—8.
- [13] PICHLER B, HELLMICH C, MANG H A. Impact of rocks onto gravel design and evaluation of experiments[J]. **International Journal of Impact Engineering**, 2005, 31(4): 559—578.
- [14] CHAU K T, WONG R H C, WU J J. Coefficient of restitution and rotational motions of rockfall impacts[J]. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, 2002, 39(1): 69—77.
- [15] DELHOMME F, MOMMESSIN M, MOUGIN J P, et al. Behavior of a structurally dissipating rock-shed: experimental analysis and study of punching effects[J]. **International Journal of Solids and Structures**, 2005, 42(6): 4204—4219.
- [16] SCHWEIGL J, FERRETTI C, NOSSING L. Geotechnical characterization and rockfall simulation of a slope: A practical case study from South Tyrol(Italy)[J]. **Engineering Geology**, 2003, 67(2): 281—296.
- [17] THORNTON C. Coefficient of restitution for collinear collisions of elastic-perfectly plastic spheres[J]. **Journal of Applied Mechanics**, 1997, 64(4): 383—386.
- [18] 何思明, 吴永, 杨雪莲. 滚石坡面冲击回弹规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(增刊 1): 2794—2798.
HE Si-ming, WU Yong, YANG Xue-lian. Study of rock-fall motion on slope[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2008, 27(Supp.1): 2794—2798.
- [19] DAY R W. Case studies of rockfall in soft versus hard rock[J]. **Environmental and Engineering Geoscience**, 1997, 3(1): 133—140.