

王飞飞, 任青阳, 姜安民, 等. 开采卸荷作用下深大塌陷坑边坡岩体断裂力学机制研究[J]. 安全与环境学报, 2026, 26(6): 2185–2196.

WANG F F, REN Q Y, JIANG A M, et al. Fracture mechanics mechanism of rock mass in deep-large collapse pit slope under mining unloading effect[J]. Journal of Safety and Environment, 2026, 26(6): 2185–2196.

开采卸荷作用下深大塌陷坑边坡岩体断裂力学机制研究*

王飞飞^{1,2}, 任青阳³, 姜安民^{4,5}, 姚琦^{1,2}, 朱颖波⁶, 崔桢俊^{1,2}

(1 湖南城市学院土木工程学院, 湖南益阳 413000;

2 湖南城市学院绿色建筑与智能建造湖南省普通高等学校重点实验室, 湖南益阳 413000;

3 重庆交通大学土木工程学院, 重庆 400074; 4 湖南科技大学资源环境与安全工程学院, 湖南湘潭 411201;

5 湖南城建职业技术学院管理工程系, 湖南湘潭 411104;

6 长沙矿山研究院有限责任公司金属矿山安全技术国家重点实验室, 长沙 410012)

摘要:为探究地下开采卸荷作用下深大塌陷坑边坡岩体断裂失稳的机理,揭示其断裂力学机制,构建了含后缘裂隙边坡崩塌的力学模型,并推导了卸荷作用下边坡后缘裂隙起裂、扩展及失稳破坏的力学判据。结合某矿山深大塌陷坑边坡断裂破坏的实际案例,计算了边坡岩体的起裂角、垂直临界高度、分支裂隙扩展长度及安全系数等关键参数。通过理论分析揭示了地下开采卸荷作用下边坡岩体的断裂失稳机制。采用离散元数值模拟方法,研究了边坡岩体断裂的细观演化特征,进一步阐明了开采深度控制的边坡岩体裂隙系统演化规律。结果表明,随着开采深度增加,坡体先经历后缘拉张裂隙与坡脚剪切裂隙协同发育阶段,形成贯通性主控裂隙,后在坡体后缘贯通性裂隙与临空面之间的岩体内部发育局部贯通性裂隙。坡体裂隙演化过程可划分为5个阶段:初始孕育、持续扩展、二次孕育、加速扩展和稳定增长。案例计算得到边坡安全系数为0.941($F_s < 1$),表明边坡处于失稳状态。理论计算结果与离散元数值模拟及现场地质灾害调查结果吻合良好,验证了力学模型的工程适用性。研究成果可为深大塌陷坑边坡稳定性评价与灾害防治提供理论依据。

关键词:安全工程;开采卸荷;深大塌陷坑;岩体断裂;力学模型

中图分类号:X43;TD73

文献标志码:A

文章编号:1009-6094(2026)06-2185-12

DOI: 10.13637/j.issn.1009-6094.2025.1105

0 引言

随着地下资源开采向深部延伸,深部岩体工程活动引发的地质灾害问题日益突出^[1-3]。深大塌陷坑作为地下开采过程中典型的动力失稳现象,常伴随边坡岩体的大规模断裂与垮塌,对矿山安全生产、地表生态环境及周边基础设施构成严重威胁^[4-5]。传统边坡稳定性分析多聚焦于静态荷载或单一力学机制,而地下开采引发的动态卸荷效应与岩体断裂行为的耦合机制尚未得到系统揭示^[6-8]。因此,深入研究地下开采卸荷作用下深大塌陷坑边坡岩体的断裂力学机制,对完善深部岩体工程灾害防控理论及保障资源开发安全具有重要意义。

国内外诸多学者针对卸荷作用下边坡岩体的断裂破坏开展了研究。1985年,Brady等^[9]首次阐述

了井下矿体开采引起地表塌陷坑边坡崩塌破坏模式及演化过程,为开展矿山井下开采卸荷作用下边坡岩体断裂机制、破坏特征研究及理论计算等奠定了基础。1998年,李建林等^[10]首次明确了卸荷速率对岩体裂纹扩展模式的控制效应,提出“围压卸荷致拉破裂”与“轴压协同卸荷致剪破裂”的分类准则,完善了卸荷岩体力学参数的量化方法,为深部工程灾害防控提供了理论支撑。王发刚等^[11]以湖南某锂多金属矿为工程背景,采用现场调查和赤平投影法分析了边坡岩体断裂构造和结构面对露天高陡边坡破坏模式的影响。孙钱程等^[12]以三峡库区碎屑岩岸坡岩体为研究对象,开展了大量原位钻孔测试,分类总结了库区碎屑岩岸坡岩体典型的钻孔成像特点,详细分析了不同裂隙特征岩体钻孔岩芯的块体尺度与断裂特征。李祥庆等^[13]以高寒地区某露天

* 收稿日期: 2025-06-26

作者简介:王飞飞,讲师,博士,硕士生导师,从事矿山灾害安全防控研究, wangfeifei@hncu.edu.cn;任青阳(通信作者),二级教授,博士,博士生导师,从事岩土工程防灾减灾研究, qyren@cqjtu.edu.cn。

基金项目:湖南省自然科学基金项目(2024JJ6110, 2024JJ8049);湖南省教育厅科学研究重点项目(24A0570);益阳市应用基础研究与软科学研究计划项目(2024YR02)

式中 σ_{rr} 为径向应力, Pa; $\sigma_{\theta\theta}$ 为轴向应力, Pa; $\tau_{r\theta}$ 为剪切应力, Pa; θ 为裂隙尖端扩展方向, ($^\circ$); r 为裂隙尖端到裂隙上点的距离, m; K_I 为裂隙尖端 I 型应力强度因子; K_{II} 为裂隙尖端 II 型应力强度因子。

依据最大周向拉应力准则, 不考虑奇异应力项(T 应力)影响, 则 I-II 复合型裂隙会沿着最大拉应力 $\sigma_{\theta\theta\max}$ 的方向扩展, 岩体裂隙扩展起裂角 θ_0 方向^[21]满足

$$K_I \sin\theta_0 + K_{II} (3\cos\theta_0 - 1) = 0 \quad (7)$$

式中 θ_0 为岩体裂隙扩展起裂角, ($^\circ$)。

在高陡边坡裂隙尖端应力强度因子满足式(8)的条件下, 坡体中的裂隙开始起裂发展, 其中 K_{IC} 为

$$\begin{cases} K_I = \{ [\gamma V \sin\beta \sin(\alpha - \beta) - \gamma V \cos\beta \cos(\alpha - \beta)] \sin\alpha/h + T \sin\alpha + 6(\gamma Va + Thb)/h^2 \} \sqrt{\pi(z/\sin\alpha)/2} \\ K_{II} = \{ [\gamma V \sin\beta \cos(\alpha - \beta) - \gamma V \cos\beta \sin(\alpha - \beta)] \sin\alpha/h + T \cos\alpha \} \sqrt{\pi(z/\sin\alpha)/2} \end{cases} \quad (9)$$

式中 h 为后缘裂隙未贯通岩体及其上部岩体的平均高度, m; a 为崩塌体重心到裂隙尖端水平距离, m; T 为开采卸荷拉应力, kN; b 为崩塌体重心到裂隙尖端垂直距离, m; z 为裂隙垂直高度, m。

$$\frac{[\gamma V \sin\beta \sin(\alpha - \beta) - \gamma V \cos\beta \cos(\alpha - \beta)] \sin\alpha/h + T \sin\alpha + 6(\gamma Va + Thb)/h^2}{[\gamma V \sin\beta \cos(\alpha - \beta) - \gamma V \cos\beta \sin(\alpha - \beta)] \sin\alpha/h + T \cos\alpha} = \frac{1 - 3\cos\theta_0}{\sin\theta_0} \quad (10)$$

令式(10)左边为 M , 即可求得裂隙扩展起裂角 θ_0 为

$$\theta_0 = \arccos \frac{3 + \sqrt{M^4 + 8M^2}}{M^2 + 9} \quad (11)$$

边坡后缘裂隙处于拉剪应力状态, 边坡后缘裂

$$\begin{aligned} K_{IC} = & \{ [\gamma V \sin\beta \sin(\alpha - \beta) - \gamma V \cos\beta \cos(\alpha - \beta)] \sin\alpha/h + T \sin\alpha + 6(\gamma Va + Thb)/h^2 \} \times \\ & \cos^3 \frac{\theta_0}{2} \sqrt{\pi(z/\sin\alpha)/2} + \\ & \sin\theta_0 \cos \frac{\theta_0}{2} \{ [\gamma V \sin\beta \cos(\alpha - \beta) - \gamma V \cos\beta \sin(\alpha - \beta)] \sin\alpha/h + T \cos\alpha \} \sqrt{\pi(z/\sin\alpha)/2} \end{aligned} \quad (12)$$

进一步对式(12)化解可求得卸荷作用下后缘裂隙处于临界扩展状态的垂直临界高度 Z_0 为

$$\begin{aligned} Z_0 = & \frac{2\sin\alpha K_{IC}^2}{\pi \{ [\gamma V \sin\beta \sin(\alpha - \beta) - \gamma V \cos\beta \cos(\alpha - \beta)] \sin\alpha/h + T \sin\alpha + 6(\gamma Va + Thb)/h^2 \} \cos^2 \frac{\theta_0}{2}} + \\ & \pi \sin^2 \theta_0 \cos^2 \frac{\theta_0}{2} \{ [\gamma V \sin\beta \cos(\alpha - \beta) + \gamma V \cos\beta \sin(\alpha - \beta)] \sin\alpha/h + T \cos\alpha \}^2 \end{aligned} \quad (13)$$

通过上述边坡力学模型可以分析后缘裂隙几何参数对裂隙起裂角和裂隙临界高度的影响, 从式(10)和(13)可以看出, 直接关系到边坡的稳定性状态的主要因素有后缘裂隙未贯通岩体及其上部岩体的平均高度、裂隙倾角和卸荷拉应力, 其他因素为岩体固有属性。

1.3 边坡后缘裂隙扩展机制

在地下矿体不断开采卸荷作用下, 边坡后缘裂

岩体断裂韧度。

$$\left(K_I \cos^2 \frac{\theta_0}{2} - \frac{3}{2} K_{II} \sin\theta_0 \right) \cos \frac{\theta_0}{2} = K_{IC} \quad (8)$$

1.2 卸荷作用下边坡后缘裂隙起裂扩展

地下矿体开采卸荷, 导致边坡后缘裂隙受到自重应力和卸荷拉应力的共同作用。随着矿体持续性开采卸荷, 卸荷强度增大, 导致裂隙尖端应力强度因子增大。当强度因子增加到岩体断裂韧度时, 岩体被拉裂, 既有裂隙沿其尖端起裂角方向开始扩展。

根据文献[14]可得卸荷条件下边坡后缘裂隙尖端应力强度因子为

由式(9)可知, 地下矿体开采卸荷导致拉应力 T 增大, 进而造成边坡后缘裂隙尖端的 I 型和 II 型应力强度因子均增大。

将式(9)代入式(7)可得

隙起裂主要由岩体的 I 型断裂韧性 K_{IC} 起作用。将式(9)代入式(8)可得卸荷条件下的边坡后缘裂隙尖端复合应力强度因子 K_{IC} [式(12)]。当 $K_{IC} \geq K_{IC}$ 时, 边坡后缘既有裂隙在地下矿体开采卸荷作用后开始起裂扩展^[22]。

隙不断起裂向深部岩体中扩展, 最终与下部剪切裂隙贯通, 则岩体拉裂崩塌破坏。参考文献[14], 对裂隙贯通扩展长度进行公式推导计算。建立的数学计算模型见图2。

边坡在开采卸荷作用下, 岩体自重应力与卸荷拉应力之和大于岩体断裂韧度时, 裂隙开始起裂, 初期形成的后缘裂隙长度为 AB 。初期裂隙形成后, 随着应力转移与重分布, 岩体整体趋于稳定, 裂隙长度

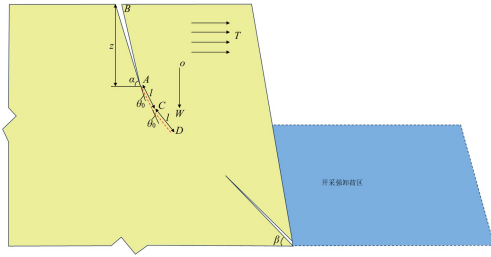


图2 边坡坡体后缘裂隙扩展概化模型

Fig. 2 Generalized model of crack propagation at the rear edge of slope body

保持恒定不再扩展。当进行下次开采卸荷后,上次平衡的应力状态被打破,应力再次进行转移-重分布的过程,在此过程中,裂隙再次起裂并扩展,扩展长度为AC,即为分支裂隙扩展长度。按以上开采卸荷作用下的起裂-扩展循环过程,边坡后缘裂隙发展到

$$l = \frac{[5.18(z/\sin\alpha)\tau\cos\alpha]^2 \{[\gamma V\sin\beta\cos(\alpha - \beta) + \gamma V\cos\beta\sin(\alpha - \beta)]\sin\alpha/h + T\cos\alpha\}^2}{\pi K_{IC}^2} \quad (16)$$

1.4 含后缘裂隙坡体失稳破坏判据

由离散元数值模拟高陡边坡破坏模式分析可知,在高陡边坡后缘产生裂隙后,在开采卸荷作用下起裂扩展至下部裂隙尖端处,整体呈现直线形扩展。因此,本次边坡安全系数计算,对计算模型进行简化处理,认为后缘裂隙将沿接近边坡底部裂隙方向发展,最终实现贯通,见图3。其中,边坡高度为H,滑面倾角为 β 。

崩塌体重量G沿裂隙面和垂直裂隙面的分量分别为

$$W_T = W\sin\beta, W_N = W\cos\beta \quad (17)$$

式中 W_T 为崩塌体重量G沿裂隙面的分量,kN; W_N 为崩塌体重量G沿垂直裂隙面的分量,kN。

裂隙面AE上的平均法向应力为

$$\sigma_N = \frac{W\cos\beta}{L_{AE}} \quad (18)$$

式中 L_{AE} 为后缘裂隙尖端与边坡下部裂隙贯通长度,m; σ_N 为裂隙面AE上的平均法向应力,Pa。

在自重作用下,滑面AE所能承受的最大抗剪强度为

$$F_T = (c + \sigma_N \tan\varphi) L_{AE} \quad (19)$$

式中 F_T 为滑面AE所能承受的最大抗剪强度,kN; c 为岩体的黏聚力,MPa; φ 为岩体的内摩擦角,°。

考虑高陡边坡卸荷作用下裂隙扩展长度的安全系数 F_s 计算公式为

$$F_s = \frac{F_T}{W_T} = \frac{(c + \sigma_N \tan\varphi) L_{AE}}{W\sin\beta} \quad (20)$$

边坡底部裂隙尖端的位置,实现两组裂隙贯通,边坡岩体整体崩塌破坏。在离散元 PFC^{2D} 模拟中,崩塌体产生崩塌的过程与上述过程一致,数值模拟验证了边坡后缘裂隙起裂、扩展的过程。

崩塌体自重与拉应力共同作用(即拉剪应力作用)导致边坡后缘裂隙起裂和发展。依据学者们研究成果,拉剪应力作用下裂隙尖端应力强度因子 $K_{I(l)}$ [22] 为

$$K_{I(l)} = \frac{5.18(z/\sin\alpha)\tau\cos\alpha}{\sqrt{\pi l}} \quad (14)$$

式中 l 为分支裂隙扩展长度,m; τ 为裂隙面上的剪切应力,MPa。

$$\tau = (W_T \sin\alpha)/h + T\cos\alpha \quad (15)$$

地下矿体开采后的卸荷作用产生的卸荷拉应力会增加裂隙尖端的应力强度因子。当 $K_{I(l)}$ 增加到 K_{IC} 时,既有裂隙开始起裂、扩展,因此可获得分支裂隙扩展的长度为

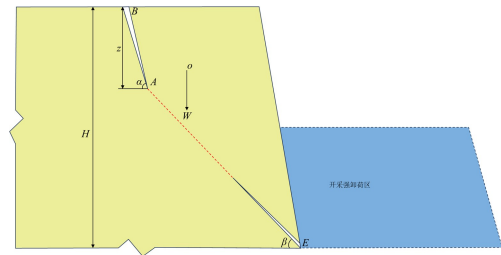


图3 边坡坡体后缘裂隙扩展示意图

Fig. 3 Schematic diagram of crack propagation at the rear edge of slope body

依据规范规定^[23],当安全系数 $F_s > 1$ 时,可判定边坡尚为稳定状态;当 $F_s < 1$ 时,可判定边坡已为不稳定状态;当 $F_s = 1$ 时,可判定边坡为极限稳定状态,随着卸荷作用的持续,裂隙面随时被剪断滑动。

2 工程实例计算分析

2.1 工程概况

研究案例中的高陡岩质边坡由地下矿体开采引发地表塌陷形成深大塌陷坑所致。在矿体上盘(塌陷坑西侧)形成了高155 m、整体坡角76°的高陡岩质边坡。塌陷坑上盘为矽卡岩,下盘为凝灰岩^[5]。矽卡岩岩石质量指标(Rock Quality Designation, RQD)值为83.22%,节理、裂隙较不发育。岩石的天然单轴抗压强度为117.52 MPa,饱水单轴抗压强度为103.99 MPa,软化系数为0.88,黏聚力为31.35 MPa,内摩擦角为40.91°,属岩体较完整、坚硬的II

类岩体。凝灰岩的 RQD 值为 77.14%,节理、裂隙较不发育。岩石的天然单轴抗压强度为 155.96 MPa,饱水单轴抗压强度为 105.29 MPa,软化系数为 0.68,黏聚力为 39.54 MPa,内摩擦角为 58.11°,属岩体较完整、坚硬的 II 类岩体。岩石坚硬呈块状,岩石质量较好,岩体完整。矿体顶底板围岩稳定性总体较好,矿床的工程地质条件简单。

通过开展室内岩石力学单轴抗压强度、单轴压缩变形、抗拉强度试验和三轴压缩强度试验,获得了矿岩石物理力学参数。采用 RocData 专业软件进行计算后得到矿岩体力学参数,见表 1。矿石以铁、锌为主。矿山地应力测试结果说明研究区域地应力场以自重应力为主,水平构造应力较小。在数值模拟中,仅考虑自重应力场,其分布按 γh 计算。

2.2 边坡岩体断裂与稳定性分析

依托工程研究案例,通过现场调查、室内岩石力学试验及离散元数值结果可知,边坡后缘裂隙倾角为 $53^\circ \sim 79^\circ$,高度 h 在 39~65 m 之间变化。边坡底部裂隙角 β 为 51° ,岩体断裂韧性为 $2.1 \text{ MPa} \cdot \text{m}^{1/2}$,岩石容重为 33.6 kN/m^3 ,崩塌体积 V 约为 $5.4 \times 10^3 \text{ m}^3$ 。将上述数据代入式(12)求得卸荷条件下的边坡后缘裂隙尖端复合应力强度因子 K_{Ic} 为 $2.4 \text{ MPa} \cdot \text{m}^{1/2}$,大于岩体断裂韧性。由以上计算分析可知,在矿体开采卸荷作用下,高陡边坡会产生后缘裂隙扩展。

依托高陡边坡崩塌灾害案例的技术资料、现场

调查、岩石力学试验、物理模型试验及数值模拟计算结果,确定了高陡边坡坡体的计算参数,见表 2。

将表 2 的参数代入式(11)、(13)、(16)和(20),分别计算得到案例边坡的起裂角 θ_0 为 -14° (负号表示扩展方向向下),垂直临界高度 Z_0 为 43.7 m,分支裂隙扩展长度 l 为 7.2 m,安全系数 F_s 为 0.941。其中安全系数 $F_s < 1$,表明高陡边坡处于不稳定状态,会产生崩塌灾害。计算结果与实际现场观测结果、数值模拟结果吻合,验证了推导的含后缘裂隙坡体安全稳定性计算公式。本研究构建的含后缘裂隙边坡崩塌力学模型明确并量化了开采卸荷产生的拉应力 T 在驱动边坡后缘裂隙起裂、扩展直至贯通失稳中的主导作用。卸荷拉应力是触发和加速深大塌陷坑高陡边坡断裂失稳的关键驱动力。

3 边坡崩塌机制离散元研究

3.1 离散元模型建立

利用 PFC^{2D} 建立真实反映地下矿体开采过程中高陡边坡渐进崩塌演化的离散元数值模型。根据学者的研究成果^[24-25],建立的离散元模型的最短边长度 L 与颗粒平均粒径 d 的比值为 278,远大于 50,可保证数值模拟结果的准确性。离散元模型包含五种不同性质岩土体的颗粒。根据岩石力学参数测试结果,土体的力学性质差,设定其颗粒间接触模型为线性接触模型(linear model)。风化带的拉压强度比大于 8,风化带中颗粒间的接触模型为平直节理模型

表 1 矿岩体及土体力学参数

Table 1 Mechanical parameters of ore body, rock mass, and soil mass

岩性	密度 $\rho/(\text{g} \cdot \text{cm}^{-3})$	弹性模量 E/MPa	泊松比 μ	抗压强度 σ_c/MPa	黏聚力 C/MPa	内摩擦角 $\Phi/(\circ)$
砂卡岩	3.36	7 502.74	0.29	10.21	0.60	36
凝灰岩	2.73	6 151.34	0.23	14.15	0.80	37
铁锌矿石	3.51	9 865.19	0.19	25.64	1.89	41
风化带	2.54	2 348	0.31	2.36	0.30	25
土体	2.00	0.10	0.32	—	0.02	22

注:“—”代表未知。

表 2 工程实例计算参数

Table 2 Calculation parameters of engineering example

岩体密度 $\rho/(\text{g} \cdot \text{cm}^{-3})$	岩体黏聚力 C/MPa	内摩擦角 $\Phi/(\circ)$	滑面倾角/ $(\circ)$	裂隙面 AE 长度/m	单位厚度的 崩塌体重量/kN	卸荷拉应力 T/MPa	水平距离 a/m	垂直距离 b/m
3.36	0.6	36	51	114	2.91×10^5	0.43	35.8	44.3

(flat-joint model)。而对于较坚硬岩石,依据力学性质采用平行黏结模型(parallel-bond model)进行模拟^[26]。依据塌陷坑原型尺寸,建立了长、高分别为500 m、300 m的离散元模型,见图4。其中,模型中的矿体倾角为60°,矿体厚度为100 m,岩体等级为Ⅱ类。模型有77 246个颗粒,其中最小粒径为0.588 m,最大粒径与最小粒径之比为1.5,颗粒粒径服从均匀分布。模型的上边界为自由面,固定左右下边界。

研究依托的矿山矿体埋深为50~260 m,水平方向上的构造应力较小,假定仅有自重应力。设计22个开采分层,每分层高度为10 m。本研究旨在揭示不同开采深度条件下高陡边坡坡体裂隙的演化特征。

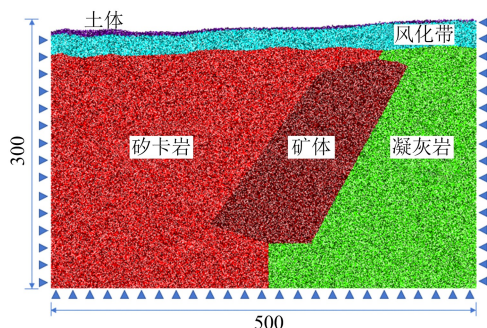


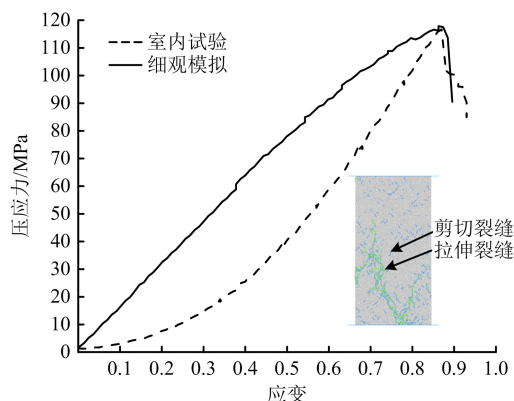
图4 二维离散元模型(单位:m)

Fig. 4 Two dimensional discrete element model (unit: m)

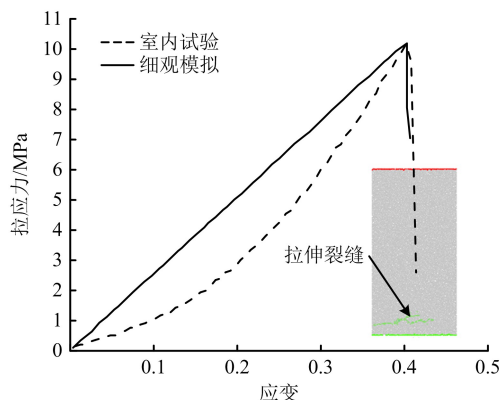
3.2 岩体强度参数标定

建立离散元模型后,需要对离散元中的岩土体进行参数标定,达到模型能够真实反映实际地下矿体开采的宏观力学性能。采用“试错法”对岩体细观参数进行标定,参数标定的流程为:建立离散元模型→调整颗粒之间的接触参数→开展压缩、拉伸数值试验→结果对比。在模型中涉及四种不同岩性的岩体,分别为风化带、矽卡岩、矿体、凝灰岩。在数值模拟中,矽卡岩、矿体及凝灰岩采用平行黏结模型(parallel bonding model)进行模拟,风化带采用平板黏结模型(flat jack method)进行模拟。矿区土体赋

存较薄,对研究高陡边坡崩塌演化机理影响较小。土体力学参数依据相关文献及类似矿山离散元模拟成果选取。矽卡岩单轴压缩、拉伸的室内试验与细观模拟对比曲线见图5。离散元细观参数见表3。



(a) 单轴压缩试验



(b) 拉伸试验

图5 矽卡岩室内试验与细观模拟对比曲线

Fig. 5 Comparison curves between indoor test and microscopic simulation of skarn

3.3 边坡坡体裂隙演化特征分析

采用PFC^{2D}模拟坡体中裂隙的形成,在计算过程中自动统计裂隙数,裂隙演化的模拟结果见图6。在塌陷坑形成之前,尚未形成高陡边坡。因此,重点研究塌陷坑形成后的坡体裂隙演化规律,即分析开采第6分层后的坡体裂隙演化特征。

表3 离散元细观参数

Table 3 Microscopic parameters of discrete element

岩体	平行黏结模量 $\bar{E}_c$ / GPa	刚度比 $\bar{k}_c / \bar{k}_s$	黏结法向强度 $\bar{\sigma}_c$ / MPa	黏结切向强度 $\bar{c}$ / MPa	摩擦角 $\bar{\Phi}$ / (°)	摩擦系数 μ
矽卡岩	3.2	2.0	5.1	3.0	0.0	0.577
凝灰岩	3.2	2.8	5.8	2.0	0.0	0.577
铁锌矿	3.5	3.2	6.3	3.1	0.0	0.577

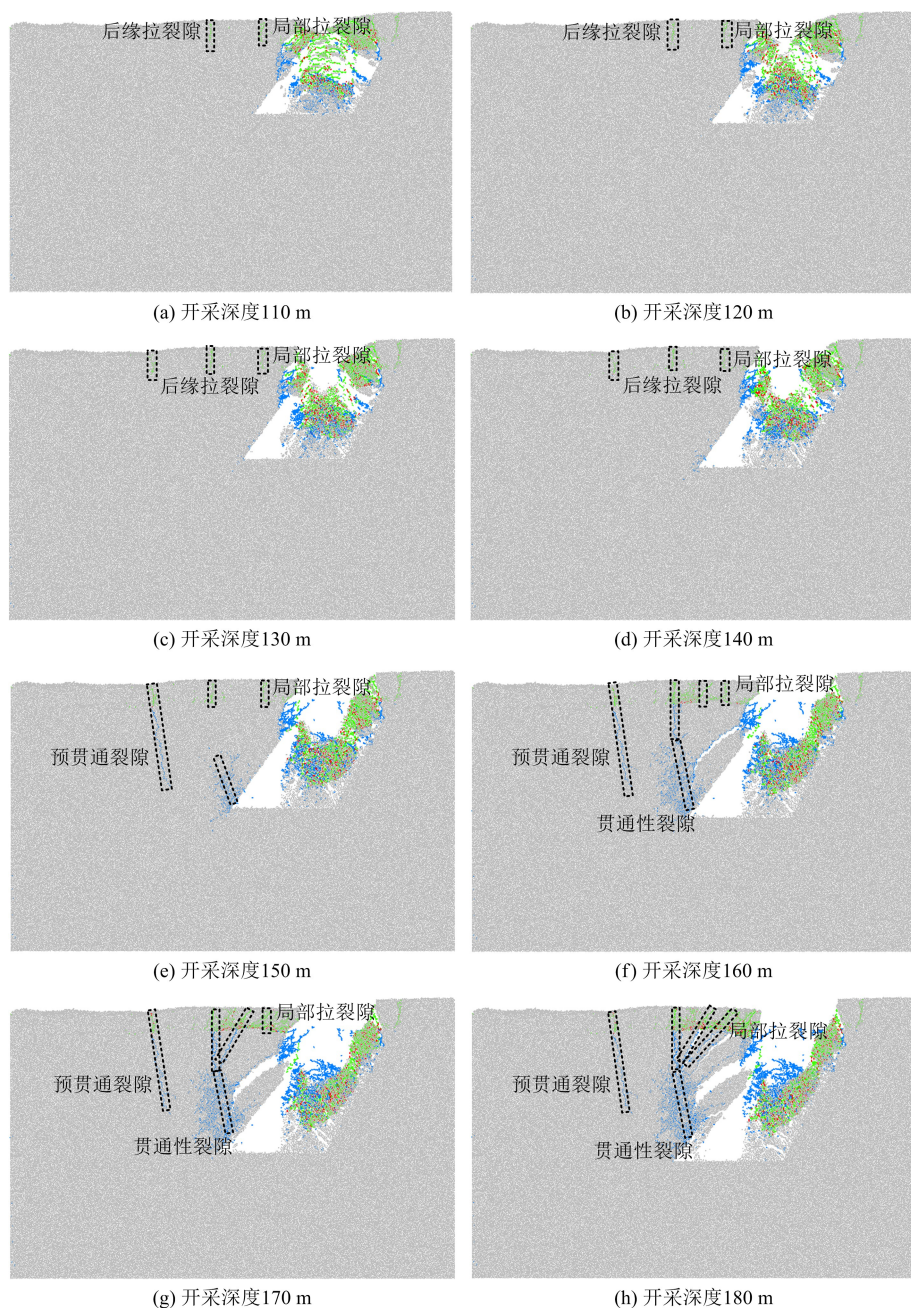
由图 6 可知,开采深度 110 m 矿体后,坡体裂隙数为 6 415。坡体中部以上区域在卸荷作用下产生了拉裂隙,尤其在地表及风化层中发育范围较大。在坡顶后缘 120 m 处发育了较深的拉裂隙。开采深度 120 m 矿体后,坡体裂隙数为 7 380。坡体中部以上区域裂隙持续发育、扩展;在地表及风化层中拉裂隙发育范围扩大;受剪切力作用,坡脚处发育了裂隙。

开采深度 130 m 与 140 m 矿体后,坡体裂隙数分别为 7 825 与 8 102。在坡体中部以上区域,裂隙持续发育、扩展,可明显观察出坡体中拉裂隙扩展长度增加;在地表及风化层中拉裂隙发育范围明显扩大,拉裂隙距离坡顶最远为 164 m;坡脚处发育的裂

隙数增加。

开采深度 150 m 矿体后,坡体裂隙数为 8 875。在坡体中部以上区域,可明显观察到拉裂隙即将扩展到边坡底部,实现贯通;在地表发育的拉裂隙距离坡顶最远为 216 m;在坡脚处发育的裂隙数增加,分布区域明显扩大,且裂隙呈现向地表扩展的趋势。开采深度 160 m 矿体后,坡体裂隙数为 10 850。在既有拉裂缝前缘发育了一条从地表至坡脚处的拉裂隙,且已经形成贯通性裂隙,表明坡体崩塌灾害正在孕育中。

开采深度 170 m 矿体后,坡体裂隙数为 12 226。在既有的 2 条拉裂缝前缘发育了一条从地表至坡脚处的拉裂隙,且已经形成贯通性裂隙,表明坡体崩塌



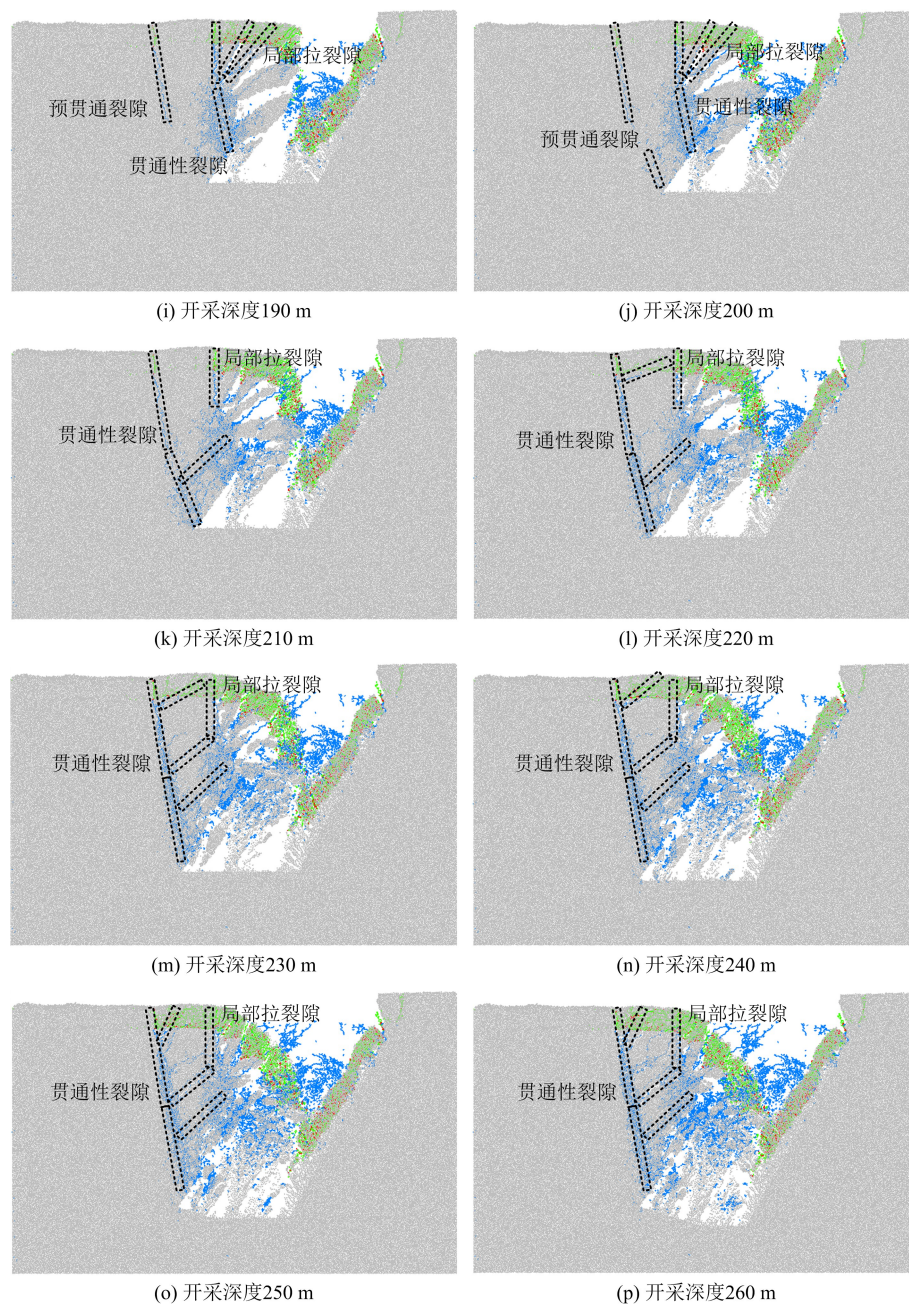


图6 不同矿体开采深度下坡体裂隙特征

Fig. 6 Characteristics of slope fractures at different mining depths of ore bodies

灾害正在孕育中。坡脚处拉裂隙与地表发育的距坡顶最远的拉裂隙即将实现贯通。开采深度 180 m 矿体后,坡体裂隙数为 13 116。在既有的 3 条拉裂缝前缘发育了多条从地表至坡脚处的裂隙,且已经贯通。

开采深度 190 m 与 200 m 矿体后,坡体裂隙数分别为 14 146 与 15 128。坡脚处裂隙向地表与下部新卸荷临空面扩展,与地表发育的距坡顶最远的拉裂隙实现贯通,孕育了后期大面积的崩塌破坏。

开采深度 210 m 与 220 m 矿体后,坡体裂隙数 2192

分别为 16 595 与 18 829。岩体从临空面至坡体后缘依次剥离倾倒至塌陷坑,并牵引后缘坡体产生新的拉裂破坏。在坡体下部区域发育了贯通性裂隙,并产生坠落式崩塌破坏。

开采深度 230 ~ 260 m 矿体后,坡体裂隙数分别为 20 271、21 756、23 240 与 24 344。开采深度 230 m 矿体后,坡体中已经发育了大面积裂隙,地表发育的多条竖直向拉裂隙已经与坡脚处裂隙贯通。在坡体局部形成的贯通性裂隙,致使坡体局部出现坠落式崩塌破坏。坡体裂隙主要在距坡顶最远的贯通性

拉裂隙与坡体临空面之间的区域继续发育,形成局部贯通性裂隙,将岩体切割成柱状、不规则块状。

由图 6 坡体裂隙特征量测可知:数值模拟中的边坡起裂角 θ_0 约为 -17° (负号表示扩展方向向下);垂直临界高度 Z_0 约为 45 m;分支裂隙扩展长度 l 约为 8 m;边坡发生崩塌灾害,表明安全系数 $F_s < 1$ 。数值模拟中计算的结果与边坡岩体断裂力学模型计算的结果相近,且均指向边坡失稳状态,这与工程实例现场调查结果一致。理论-数值-现场的多重验证,有力地证明了所建立的含后缘裂隙边坡崩塌力学模型及推导的起裂、扩展判据和安全系数计算方法的可靠性与工程适用性。

坡体裂隙数量随开采深度 (110 ~ 260 m) 的变化曲线如图 7 所示。采用线性回归分析对坡体裂隙数据进行拟合分析,得到了坡体中裂隙数与矿体开采深度的函数关系为

$$y = 126.70x - 9121.67 \quad (20)$$

式中 x 为开采深度, m; y 为坡体裂隙数。

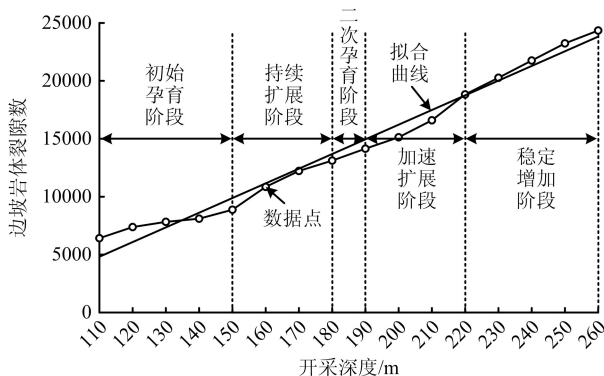


图 7 开采深度与坡体裂隙数关系曲线

Fig. 7 Relationship curve between mining depth and slope fracture number

通过对不同开采深度下的坡体裂隙数、发育过程、发育区域范围进行分析,阐明了高陡边坡坡体裂隙演化规律。(1) 开采深度与坡体裂隙数量之间呈现明显的线性关系,随着开采深度增加,坡体裂隙数线性增加。(2) 矿体厚度与坡体裂隙数之间满足一次函数关系,拟合分析结果较好。(3) 随着开采深度增加,坡体先发育后缘拉裂隙与坡脚处裂隙并最终贯通,后在坡体后缘贯通性裂隙与临空面之间的坡体内部发育局部贯通性裂隙。(4) 基于坡体裂隙发育模式与裂隙增长率,裂隙数量变化规律可划分为 5 个阶段,分别为初始孕育、持续扩展、二次孕育、加速扩展和稳定增长阶段。

边坡岩体裂隙 5 个阶段的演化规律可为边坡稳

定性动态评价与分级预警提供理论依据。(1) 在裂隙初始孕育与持续扩展阶段,对应于开采初期卸荷扰动引发的应力调整,主要形成后缘拉张裂隙和坡脚剪切裂隙。此阶段是监测和早期干预的关键时期。(2) 在裂隙二次孕育阶段,裂隙数量增长放缓,反映了应力重分布达到短暂平衡。(3) 在裂隙加速扩展阶段,裂隙数量急剧增加,主控贯通性裂隙形成,局部贯通性裂隙开始发育,标志着边坡进入加速变形和灾变孕育期。此时必须采取强效工程措施以遏制失稳。(4) 在裂隙稳定增长阶段,坡体主控结构面形成后,变形向岩体内部扩展,形成更多次级裂隙,需持续监控并评估整体失稳风险。

图 3 所示的理论扩展模型与离散元模拟结果之间存在良好的对应关系:图 3 中假设的后缘裂隙沿近似直线路径向坡脚扩展,在 PFC^{2D} 模拟中得到了验证[图 6(f) ~ (p)],表现为后缘拉裂隙逐步向下延伸,最终与坡脚剪切裂隙贯通。理论模型计算得到的起裂角、垂直临界高度、分支裂隙扩展长度及安全系数(分别为 -14° 、43.7 m、7.2 m、0.941)与离散元模拟结果(约 -17° 、45 m、8 m、 $F_s < 1$)高度吻合,验证了理论模型的可靠性。此外,图 3 中提出的“拉剪复合型裂隙扩展机制”在离散元模拟中亦得到体现,即裂隙在拉应力主导下起裂,在剪应力作用下进一步扩展贯通。因此,图 3 与 6 从理论与数值两个层面相互印证,共同揭示了开采卸荷作用下边坡后缘裂隙的扩展机理与失稳模式。

4 结 论

基于开采卸荷作用下深大塌陷坑边坡岩体的断裂特征,构建了含后缘裂隙边坡崩塌力学模型,结合断裂力学理论推导了卸荷作用下边坡后缘裂隙起裂、扩展及失稳破坏的力学判据,并通过工程案例与离散元数值模拟进行了验证,主要结论如下。

(1) 基于含后缘裂隙边坡崩塌力学模型计算的案例边坡起裂角、垂直临界高度及分支裂隙扩展长度结果与数值模拟结果基本一致,验证了力学模型的可靠性。

(2) 基于极限平衡理论构建的后缘裂隙边坡稳定性解析模型,计算得到案例边坡安全系数为 0.941 ($F_s < 1$),判定边坡处于失稳状态。该结论与离散元数值模拟及现场地质灾害调查结果一致,进一步验证了力学模型的工程适用性。

(3) 研究揭示了地下开采卸荷引发边坡岩体断裂失稳的机理,即矿体开采导致上盘岩体失去支撑,

在卸荷拉应力与自重应力共同作用下,岩体发生拉裂并扩展。离散元数值模拟进一步表明,边坡裂隙演化受开采深度控制,可划分为5个典型阶段:初始孕育、持续扩展、二次孕育(应力重分布)、加速扩展和稳定增长。该规律深化了对深部开采边坡破坏全过程的认识。

(4)研究构建的力学模型及判据,可为深大塌陷坑边坡的稳定性评价提供理论支撑。所揭示的五阶段演化规律,可与现场监测数据相结合,建立动态评价与分级预警方法,为灾害防治决策提供理论依据。

参考文献(References):

- [1] 蓝航,陈东科,毛德兵. 我国煤矿深部开采现状及灾害防治分析[J]. 煤炭科学技术, 2016, 44(1): 39-46.
LAN H, CHEN D K, MAO D B. Current status of deep mining and disaster prevention in China[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(1): 39-46.
- [2] 李长洪,卜磊,魏晓明,等. 深部开采安全机理及灾害防控现状与态势分析[J]. 工程科学学报, 2017, 39(8): 1129-1140.
LI C H, BU L, WEI X M, et al. Current status and future trends of deep mining safety mechanism and disaster prevention and control[J]. Chinese Journal of Engineering, 2017, 39(8): 1129-1140.
- [3] 隋惠权,范学理. 深井开采地质灾害及矿山地震研究[J]. 中国地质灾害与防治学报, 2002(4): 49-52.
SUI H Q, FAN X L. Study on geological hazard and earthquake in deep mining[J]. The Chinese Journal of Geological Hazard and Control, 2002(4): 49-52.
- [4] 毕忠伟,丁德馨. 地下开采对地表的破坏与防治[J]. 安全与环境工程, 2003(3): 54-57.
BI Z W, DING D X. Environmental destruction by surface subsidence due to mining and its prevention[J]. Safety and Environmental Engineering, 2003(3): 54-57.
- [5] 王飞飞,田春艳,任青阳,等. 地下复杂采空区引起地表塌陷渐进发展过程数值模拟研究[J]. 矿冶工程, 2020, 40(6): 22-25, 29.
WANG F F, TIAN C Y, REN Q Y, et al. Numerical simulation of progressive development process of surface subsidence caused by underground complex goaf[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2020, 40(6): 22-25, 29.
- [6] 董建军,杨明甫,冯晓硕,等. 石灰石矿区潜在滑移区早期识别与形变特征分析[J]. 安全与环境学报, 2025, 25(1): 132-140.
DONG J J, YANG M F, FENG X S, et al. Early identification and deformation characteristic analysis of potential slip zones in limestone mining areas[J]. Journal of Safety and Environment, 2025, 25(1): 132-140.
- [7] STEAD D, EBERHARDT E, COGGAN J S. Developments in the characterization of complex rock slope deformation and failure using numerical modelling techniques[J]. Engineering Geology, 2006, 83(1/2/3): 217-235.
- [8] 郑颖人,陈祖煜,王恭先,等. 边坡与滑坡工程治理[M]. 第二版. 北京:人民交通出版社, 2007.
ZHENG Y R, CHEN Z Y, WANG G X, et al. Engineering treatment of slope and landslide[M]. 2nd ed. Beijing: China Communications Press, 2007.
- [9] BRADY B H G, BROWN E T. Rock mechanics for underground mining[M]. London: George Allen and Unwin Ltd., 1985.
- [10] 李建林,哈秋. 节理岩体拉剪断裂与强度研究[J]. 岩石力学与工程学报, 1998(3): 259-266.
LI J L, HA Q. A study of tensile-shear crack and strength related to jointed rock mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1998(3): 259-266.
- [11] 王发刚,林洪彬,刘正宇,等. 断裂构造和结构面对露天高陡边坡破坏模式影响研究[J]. 黄金, 2025, 46(1): 82-88, 107.
WANG F G, LIN H B, LIU Z Y, et al. Study on the influence of fault structures and structural planes on failure modes of high and steep open-pit slopes[J]. Gold, 2025, 46(1): 82-88, 107.
- [12] 孙钱程,徐晓,刘圣,等. 三峡库区碎屑岩岸坡岩体钻孔成像特征及质量评价方法研究[J]. 岩土力学, 2023, 44(增刊1): 581-592.
SUN Q C, XU X, LIU S, et al. Borehole imaging characteristics and quality evaluation methods of elastic rock slope in Three Gorges Reservoir area[J]. Rock and Soil Mechanics, 2023, 44(Suppl. 1): 581-592.
- [13] 李祥庆,吴顺川,刘兴雷,等. 基于断裂力学的高寒地区边坡危岩体稳定性分析[J]. 计算力学学报, 2023, 40(6): 955-962.
LI X Q, WU S C, LIU X L, et al. Stability analysis of slope dangerous rock mass in alpine region based on fracture mechanics[J]. Chinese Journal of Computational Mechanics, 2023, 40(6): 955-962.
- [14] 王建明,崔新男,陈忠辉,等. 露天矿含后缘裂隙岩质边坡岩体卸荷断裂机理与稳定性研究[J]. 岩土工程学报, 2023, 45(2): 345-353.
WANG J M, CUI X N, CHEN Z H, et al. Mechanism and stability of unloading fracture in rock slopes containing trailing edge cracks in open pit mines[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2023, 45(2): 345-353.
- [15] 常治国. 力-温度场作用下裂隙岩体损伤机理及边坡时效稳定性分析[D]. 徐州:中国矿业大学, 2019.

- CHANG Z G. Damage mechanism of fractured rock under force-temperature field and analysis of time-dependent slope stability[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2019.
- [16] WANG J M, ZHOU Z H, DOU W, et al. Unloading damage patterns of rock slopes in open pit mines and analyses of their mechanisms[J]. Journal of Mountain Science, 2023, 20: 3648–3664.
- [17] LU Y L, CHEN X R, WANG L. Research on fracture mechanism and stability of slope with tensile cracks[J]. Applied Sciences, 2022, 12: 12687.
- [18] KOLAPO P, ONIYIDE G O, SAID K O, et al. An overview of slope failure in mining operations[J]. Mining, 2022, 2: 350–384.
- [19] 黄润秋. 岩石高边坡发育的动力过程及其稳定性控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2008(8): 1525–1544.
- HUANG R Q. Geodynamical process and stability control of high rock slope development[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008(8): 1525–1544.
- [20] 哈秋龄. 三峡工程永久船闸陡高边坡各向异性卸荷岩体力学研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2001(5): 603–618.
- HA Q L. Study on the anisotropic unloading rock mass mechanics for the steep-high rock slope of Three Gorges project permanent shiplock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2001(5): 603–618.
- [21] 赵延林, 曹平, 万文, 等. 随机卸荷岩体裂纹流变断裂模型与数值模拟[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2015, 46(12): 4647–4656.
- ZHAO Y L, CAO P, WAN W, et al. Model and numerical simulation of rheological fracture of random unloading rock mass cracks[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2015, 46(12): 4647–4656.
- [22] 王建明. 露天矿高边坡岩体卸荷断裂机理与破坏模式研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2021.
- WANG J M. Study on unloading fracture mechanism and failure mode of high slope rock mass in open-pit mine[D]. Beijing: China University of Mining and Technology (Beijing), 2021.
- [23] 非煤露天矿边坡工程技术规范: GB 51016—2014[S].
- Technical code for non-coal open-pit mine slope engineering: GB 51016—2014[S].
- [24] DING X B, ZHANG L Y, ZHU H H, et al. Effect of model scale and particle size distribution on PFC3D simulation results[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2014, 47: 2139–2156.
- [25] GHAZVINIAN A, SARFARAZI V, SCHUBERT W, et al. A study of the failure mechanism of planar non-persistent open joints using PFC2D[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2012, 45(5): 677–693.
- [26] 魏媛, 王飞飞, 任青阳, 等. 地下采矿引起地表塌陷离散元 PFC2D 数值模拟研究[J]. 矿冶工程, 2023, 43(2): 30–34.
- WEI Y, WANG F F, REN Q Y, et al. Numerical simulation of surface subsidence caused by underground mining using discrete element software PFC2D[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2023, 43(2): 30–34.

Fracture mechanics mechanism of rock mass in deep-large collapse pit slope under mining unloading effect

WANG Feifei^{1,2}, REN Qingyang³, JIANG Anmin^{4,5}, YAO Qi^{1,2},
ZHU Yingbo⁶, CUI Zhenjun^{1,2}

(1 School of Civil Engineering, Hunan City University, Yiyang 413000, Hunan, China;

2 Key Laboratory of Green Building and Intelligent Construction in Higher Educational Institutions of Hunan Province, Hunan City University, Yiyang 413000, Hunan, China;

3 School of Civil Engineering, Chongqing Jiaotong University, Chongqing 400074, China;

4 School of Resource Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, Hunan, China;

5 Department of Management Engineering, Hunan Urban Construction College, Xiangtan 411104, Hunan, China;

6 State Key Laboratory of Safety Technology of Metal Mines, Changsha Institute of Mining Research Co., Ltd., Changsha 410012, China)

Abstract: To investigate the fracture-induced instability mechanism of deep-large collapse pit slopes under the effects of underground mining unloading and to elucidate their fracture mechanics principles, this study developed a mechanical model for slope collapse that

incorporates rear-edge fractures. Critical mechanical criteria for fracture initiation, propagation, and instability under unloading conditions were derived. Through a case study of a deep-large collapse pit slope failure in a mining area, key parameters—including fracture initiation angle, vertical critical height, branch fracture propagation length, and safety factor—were calculated. Theoretical analysis provided insights into the fracture instability mechanism of slope rock masses resulting from mining-induced unloading. Additionally, discrete element numerical simulations were utilized to explore the meso-scale evolution characteristics of slope fractures, further clarifying the evolution patterns of the fracture system as influenced by mining depth. The results indicate that as mining depth increases, the slope initially enters a co-evolution stage characterized by the development of rear-edge tensile fractures and toe shear fractures, ultimately forming a dominant through-going fracture. Subsequently, local through-going fractures emerge between the rear-edge fractures and the free face. The fracture evolution process can be categorized into five distinct stages: initial nucleation, persistent propagation, secondary nucleation, accelerated expansion, and stable growth. Case calculations revealed a slope safety factor of 0.941 ($F_s < 1$), indicating instability. The theoretical results demonstrated strong consistency with the outcomes of discrete element simulations and field geological surveys, thereby validating the model's engineering applicability. This research provides theoretical support for the stability evaluation and disaster mitigation of deep-large collapse pit slopes. The study's findings align with existing research on fracture mechanics under unloading conditions. For example, the co-evolution of tensile and shear fractures parallels observations related to karst slope failures caused by mining unloading. The five-stage fracture evolution framework reflects insights from coal mining-induced slope deformation studies, where stress redistribution and fracture propagation are key mechanisms of failure. Additionally, the discrete element modeling approach reinforces methodologies employed in collapse pit simulations, highlighting the importance of accurately capturing meso-scale fracture interactions. Overall, this work enhances the understanding of mining-induced slope instability by integrating theoretical mechanics with numerical modeling, providing practical insights for risk assessment in deep mining environments.

Key words: safety engineering; mining unloading; deep-large collapse pit; rock mass fracture; mechanical model