



边帮煤开采覆岩运移诱发边坡失稳滑移机理及其控制

李俊鹏 王文才 王创业 吴祥业

引用本文:

李俊鹏, 王文才, 王创业, 等. 边帮煤开采覆岩运移诱发边坡失稳滑移机理及其控制[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(5): 127–143.

LI Junpeng, WANG Wencai, WANG Chuangye. Mechanism and control of slope instability slip induced by overburden migration in side coal mining[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(5): 127–143.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/cst.2024-0169>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

采动诱发的含原生裂隙覆岩运移及涌(淋)水时空特征分析

Study on overlying strata containing primary fractures migration and spatial-temporal characteristics of water gushing (leaching) caused by mining field disturbance

煤炭科学技术. 2023, 51(7): 129–139 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2023-0323>

厚煤层大采高综放工作面覆岩断裂演化规律研究

Study on evolution law of overburden fracture in fully-mechanized top-coal caving face with large mining height in thick coal seam

煤炭科学技术. 2024, 52(3): 1–12 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-1926>

大倾角工作面覆岩三维破断运移演化规律

Three-dimensional fracture migration evolution law of overburden rock in steeply dipping working face

煤炭科学技术. 2025, 53(2): 12–26 <https://doi.org/10.12438/cst.2024-1646>

采动覆岩破断影响下裂隙诱发机制及三维空间特征

Mechanisms and three-dimensional spatial characteristics of fissures induced under the influence of fracture of mining overburden rocks

煤炭科学技术. 2025, 53(1): 107–121 <https://doi.org/10.12438/cst.2024-0764>

边帮煤采动影响下边坡变形演化特征及失稳形态分析

Analysis of failure mode and deformation evolution characteristics of slopes under the influence of highwall mining

煤炭科学技术. 2023, 51(7): 321–336 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-0593>

采动覆岩卸压瓦斯运储通道属性参数拓扑关系研究

Research on the evolution mechanism of the topological relationship of the property parameters of the mining overburden rock pressure relief gas migration channel

煤炭科学技术. 2024, 52(2): 135–149 <https://doi.org/10.12438/cst.2023-1784>



关注微信公众号, 获得更多资讯信息



移动扫码阅读

李俊鹏, 王文才, 王创业, 等. 边帮煤开采覆岩运移诱发边坡失稳滑移机理及其控制[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(5): 127-143.

LI Junpeng, WANG Wencai, WANG Chuangye, *et al.* Mechanism and control of slope instability slip induced by overburden migration in side coal mining[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(5): 127-143.

边帮煤开采覆岩运移诱发边坡失稳滑移机理及其控制

李俊鹏^{1,2}, 王文才², 王创业², 吴祥业²

(1. 山西工学院 能源工程学院, 山西 朔州 036000; 2. 内蒙古科技大学 矿业与煤炭学院, 内蒙古 包头 014010)

摘要: 露天开采因多因素限制, 会形成大量边帮滞留煤, 随内排和复垦结束, 这些滞留资源会永久损失, 造成极大浪费, 为降低资源浪费, 地下开采被广泛使用, 但因边坡存在典型变形破坏和失稳滑移特性, 给边帮煤地下开采带来极大安全隐患, 严重制约着资源回收。因此, 厘清地下开采扰动下采动边坡失稳滑移机理及其控制机制, 切实保障边坡稳定性, 成为岩土及采矿工程界共同面临的一项重要课题。鉴于此, 本文综合运用物理和数值模拟、力学分析等多种手段对边帮煤地下开采下采场覆岩运移规律、采动边坡变形破坏特征、失稳滑移机理及其控制机制进行了研究。取得如下创新成果: 建立了边帮煤地下开采双煤层采动物理和数值模型, 揭示了采动边坡“横三区”破坏形态的演变规律、形成机制及与采动坡体耦合破坏和失稳滑移之间的关系, 明确了下煤层开采易造成坡体形成“圆弧形”滑面、剪切滑移带和局部失稳滑移现象, 获得了采动边坡台阶塌陷和张拉、剪切裂缝共存的破坏特征; 建立了边帮煤地下开采采动边坡“砌体梁”力学模型, 揭示了“砌体梁”动态演化规律及关键岩块 B 的旋转机制与采动边坡失稳滑移之间的关系, 获得了造成采动边坡发生失稳滑移的主要原因是“砌体梁”结构的重复运动、“横三区”结构不断前移及关键岩块 B 回转失稳形成水平推力的共同作用及“采空塌动—顺层蠕滑—边坡失稳”的滑移机理; 提出了从控制“砌体梁”关键岩块 B 回转的采动边坡失稳滑移控制方法, 并进行了分析, 得出了采用回填压脚控制方法在遏制水平推力传递的基础上, 能有效改变铰接岩块的断裂度, 抑制关键岩块 B 的回转, 达到采动边坡失稳滑移的有效控制, 基于此进行了工程应用和验证, 形成了采动边坡的稳定控制体系, 为实现边帮煤安全、高效回收提供保障。

关键词: 边帮煤; 覆岩运移; 采动边坡; 砌体梁; 回填压脚

中图分类号: TD824

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2025)05-0127-17

Mechanism and control of slope instability slip induced by overburden migration in side coal mining

LI Junpeng^{1,2}, WANG Wencai², WANG Chuangye², WU Xiangye²

(1. School of Energy Engineering, Shanxi Institute of Technology, Shuozhou 036000, China; 2. Institute of Mining, Inner Mongolia University of Science and Technology, Baotou 014010, China)

Abstract: Due to multiple factors, open pit mining will form a large amount of trapped coal on the side wall. With the end of internal discharge and reclamation, these trapped resources will be permanently lost, resulting in great waste. In order to reduce resource waste, shaft mining is widely used, but due to the typical deformation, failure and instability of slope, it brings great safety risks to the mining on the side wall and seriously restricts the recovery of resources. Therefore, it is an important topic for geotechnical engineering and mining engineering to clarify the sliding mechanism and control mechanism of mining slope under mining disturbance and guarantee the stability of slope. In view of this, this paper comprehensively uses physical and numerical simulation, mechanical analysis and other means to study

收稿日期: 2024-01-31

策划编辑: 朱恩光

责任编辑: 陈思成

DOI: 10.12438/cst.2024-0169

基金项目: 山西省自然科学基金资助项目(202403021222358); 山西省高等学校科技创新资助项目(2024L436); 山西工学院高层次人才科研启动费资助项目(2024026005)

作者简介: 李俊鹏(1989—), 男, 山西朔州人, 讲师, 博士。E-mail: ml5513345261@163.com

the overburden migration law, the deformation and failure characteristics of mining slope, the instability sliding mechanism and its control mechanism. The following innovative results have been achieved: The evolution law and formation mechanism of the failure form in the “transverse three zones” of the mining slope are revealed, and the relationship between the failure and the coupling failure and instability slip of the mining slope is clarified, and the phenomenon of “circular arc” sliding surface, shear slip zone and local instability slip of the slope is easily caused by mining in the lower coal seam. The co-existent failure characteristics of step collapse and tensile and shear crack of mining slope are obtained. A mechanical model of “masonry beam” of mining slope was established, and the dynamic evolution of “masonry beam” and the relationship between the rotation mechanism of key rock B and the instability and sliding of mining slope were revealed. It is found that the main reasons for the sliding of mining slope are the repeated movement of the “masonry beam” structure, the continuous forward movement of the “transverse three zones” structure, the horizontal thrust formed by the key block B's instability, and the sliding mechanism of “mining cave-bedding creep-slope instability”. The control method of mining slope instability slip for controlling the rotation of key rock block B of “masonry beam” is proposed and analyzed. It is concluded that the backfill pressure foot control method can effectively change the fracture degree of hinged rock block and inhibit the rotation of key rock block B on the basis of curbing horizontal thrust transmission, and achieve the effective control of mining slope instability slip. Based on this, the engineering application and verification are carried out, and the stability control system of mining slope is formed, which provides guarantee for the safe and efficient recovery of side coal.

Key words: side coal; overburden migration; mining slope; masonry beam; backfill presser foot

0 引 言

煤炭作为一次能源,是经济发展和社会稳定的保障^[1]。其中露天开采因生产条件好和成本低等特点,为煤炭产出提供了重要保障。但开采中出于对边坡安全考虑,会设计稳定边坡角,造成地表和开采境界的不统一,形成边帮煤。随开采结束,这部分滞留资源将永久损失,为减少资源浪费,地下开采被广泛使用,但开采中边坡在自然和人为因素相互作用下存在典型变形失稳和滑移特征,对矿山安全生产影响较大,甚至可能造成人员伤亡现象^[2-3]。为解决上述问题众多学者做了大量研究,取得了阶段性成果。

CHEN 等^[4-5]对边帮煤开采采动边坡变形破坏规律和稳定性进行了分析,揭示了回采速度与采动边坡变形破坏和稳定性之间的关系,获得了回采速度越快采动边坡稳定性越好的结果;VIVIANA 等^[6-8]建立了不同煤层和覆盖物厚度下采动边坡力学分析模型,通过模拟试验方法对复杂力学行为下的边坡变形失稳过程进行了分析,确定了合理的留设煤柱方法,为边帮煤安全、高效开采提供了新技术;丁鑫品等^[9]采用理论分析和模拟试验相结合方法,揭示了边帮煤开采巷道群上覆岩体“扩大压力拱”的形成及其演化规律,并通过实践,验证了理论分析的适用性;韩阳等^[10-12]通过模拟试验,对边帮煤开采边坡变形破坏特征、平盘沉陷规律及稳定性进行了分析,获得了失稳滑移机理及发育特征,并构建了 3 种顶板压力计算模型,解析出软弱薄基岩厚覆盖层的椭圆拱结构和直接顶自承能力相结合的混合力学模型,对边帮煤开采边坡变形破坏进行了计算验证。

沈新普等^[13]采用系统参数辨识方法,结合有限元分析程序,建立了边坡力学和功能等效分析模型,获得边坡变形破坏范围,并提出采用离层裂隙注浆充填来控制边坡稳定的方法;韩光^[14]采用 AHP 层次分析和 Fuzzy 模糊评价原理建立了边坡岩体质量分级层次结构模型,对顺层岩质高边坡安全控制进行了研究,确认了设计安全系数储备不足是造成边坡滑移的主要原因,提出了通过削坡减载对边坡稳定性进行控制,并计算了验证;任高峰^[15]针对边帮滞留煤开采造成边坡失稳滑移现象,提出留设足够宽度保安矿柱、削坡减载及回填压脚方法来减小偏压,减缓坡脚保安矿柱应力集中及增加边坡滑动面抗滑力来控制边坡稳定性,并根据边坡损害机理对上述控制措施进行了全面分析及工程应用,验证了所提控制方法的可行性;唐文亮^[16]分析了复合边坡变形破坏和失稳模式,得出造成失稳变形的主要因素为煤底板顺倾弱层的移动,提出了横采内排开采的控制技术,并采用数值模拟方法进行了验证。

上述学者采用多种研究手段对采动边坡变形破坏演化过程、失稳滑移规律、力学演化行为及其失稳滑移控制技术等方面进行了研究,成果丰硕。而边帮厚煤层和多煤层大工作面地下开采,边坡岩体会形成多次扰动,导致边坡岩体的节理裂隙发育、破坏特征和失稳滑移现象会更为复杂,研究成果相对较少,且缺少相应工程佐证。基于此,理清边帮厚煤层和多煤层地下开采采动边坡覆岩运移规律、变形破坏特征、失稳滑移机理及其诱发机制,实现采动边坡失稳滑移的有效控制,对保证矿山安全生产和实现边帮煤高效回收具有一定的理论意义和实用价值,

研究成果以期为同类工程提供借鉴。

1 工程概况及采动边坡模型构建

1.1 工程概况

安家岭露天矿东西长 4.2~6.9 km, 南北 2.7~7.1 km, 面积 38.6 km², 储量 39.8 亿 t, 核定生产能力 1 500 万 t/a, 主要可采煤层为 4 号煤层和 9 号煤层, 近水平分布, 条件简单, 煤层平均厚度分别为 11.6 m 和 13.0 m, 其中 4 号煤层赋存深度为 124.4 m, 9 号煤层赋存深度为 219 m, 最终边坡角 35°, 在露天开采中因地表和开采境界的不统一存在边帮煤赋存情况(图 1)。且开采中受节理裂隙发育和露天开采扰动影响, 局部存在裂缝扩张、沉降塌陷和失稳滑移等灾害现象(图 2), 但整体稳定性较好, 滞留煤炭资源总量约为 0.87 亿 t, 最终露天开采后所成边坡呈北高南低, 标高为 1 240~1 420 m(图 3)。

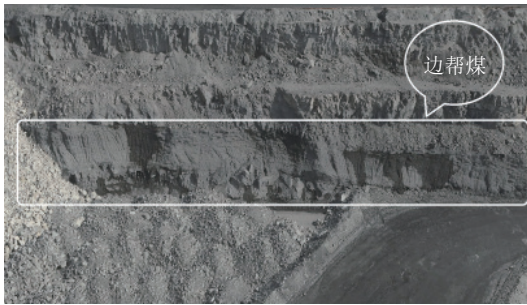


图 1 边帮煤赋存区域

Fig.1 Coal occurrence area

1.2 采动边坡模型构建

根据资料分析和现场调研, 对安家岭露天矿所属边坡岩层进行概化, 结合《安家岭露天矿勘探区勘探(精查)地质报告》中关于矿区岩层力学分析部分, 通过汇总得到边帮煤开采区域边坡岩层力学参数, 见表 1。依据文献 [3]、相似 π 定律及实验室条件确定原型和模型的相似比为 1 : 200, 则位移比也为 1 : 200, 根据煤矿三八工作制计算, 每日 2 个生产班、1 个检修班, 生产时间为 16 h, 则通过计算可确定模型上工作时间为每 1 h 开挖一次, 每次开挖 2.5 cm, 边坡物理模型长、宽、高分别为 1.86、0.20、1.33 m, 见表 2 和图 4 所示。

因岩土体是由众多微单元组合而成, 具有非连续性等特点, 而 PFC 作为研究颗粒介质特性的一种工具, 是采用颗粒单元, 通过数值模拟方法构建工程模型, 两者较为类同, 且 PFC 可以将岩土体分离成众多颗粒集合体, 在外力作用下各颗粒间的黏结发生破坏, 形成微裂纹等破坏现象, 使其更适用于对岩土



(a) 裂缝扩张



(b) 沉降塌陷



(c) 局部滑移

图 2 边坡变形破坏示意

Fig.2 Slope deformation and failure diagram

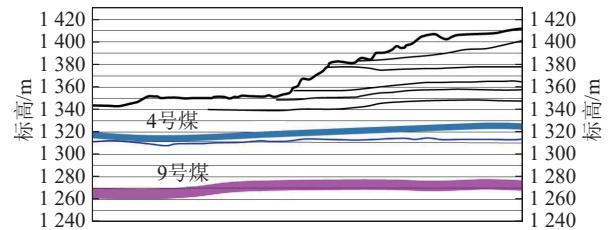


图 3 边帮煤层赋存及开采情况

Fig.3 Occurrence and exploitation of side seam

体工程变形失稳机理的研究, 因此笔者所要建立的数值模型选择 PFC 进行。根据表 1 所示力学参数, 构建二维数值模型, x 方向长 360 m, z 方向高 270 m, 共计包含 56 342 个颗粒, 颗粒的最小半径为 0.50 m, 最大颗粒半径为 0.85 m, 半径比为 1.7, 下边界采用全约束, 右边界为法向约束, 其余边界均为自由边界, 模型如图 5 所示。

如图 6 所示, 边坡平盘分布由上到下依次为 1400, 1390, 1380, ..., 1340, 每个平盘布置 3 个监测点, 取平均变形值作为平盘最终水平移动值。上、下煤层开采长度分别为 230 m 和 320 m, 先采上煤层, 后采下煤层, 物理和数值模拟每次开采长度对应矿

表 1 岩石力学参数
Table 1 Rock mechanical parameter

岩性	厚度/m	密度/(kg·m ⁻³)	体积模量/GPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗压强度/MPa	抗拉强度/MPa
风化砂岩	12.0	2 000	2.4	2.50	38	13.70	0.62
粗砂岩	36.0	2 350	4.2	2.80	38	18.70	0.91
中砂岩	44.0	2 380	4.0	2.90	39	39.60	1.83
细砂岩	28.0	2 400	4.4	3.20	40	28.70	1.55
黏土矿	4.4	2 355	1.2	0.50	40	4.65	0.30
4号煤层	11.6	1 330	1.4	1.62	36	3.98	0.20
砂质泥岩	4.0	2 360	1.3	0.50	39	3.43	0.22
中砂岩	39.0	2 380	4.0	3.10	40	39.60	1.83
粉砂岩	36.0	2 600	4.4	5.00	38	42.50	1.85
灰泥岩	4.0	2 300	1.3	0.40	38	1.80	0.27
9号煤层	13.0	1 330	1.4	1.62	39	3.98	0.20
细砂岩	38.0	2 400	4.1	3.10	40	28.70	1.55

表 2 岩石相似材料配比
Table 2 Rock similar material ratio

岩性	配比号	厚度/m	模拟厚度/cm	河沙/kg	石膏/kg	大白粉/kg	分层厚度/cm	次数	密度/(kg·m ⁻³)
风化砂岩	873	12.0	6.0	9.60	0.840	0.360	1.50	4	2.00
粗砂岩	873	36.0	18.0	15.04	1.316	564.000	2.00	9	2.35
中砂岩	773	44.0	22.0	15.12	1.512	0.648	2.00	11	2.38
细砂岩	673	28.0	14.0	14.81	1.722	0.738	2.00	7	2.40
黏土矿	4012	4.4	2.2	17.38	0.435	0.869	2.20	1	2.36
4号煤层	4012	11.6	5.8	25.83	0.646	1.292	5.80	1	1.33
砂质泥岩	773	4.0	2.0	14.87	1.485	0.637	2.00	1	2.36
中砂岩	773	39.0	19.5	14.99	1.499	0.643	2.00	10	2.38
粉砂岩	564	36.0	18.0	15.60	1.872	1.248	2.00	9	2.60
灰泥岩	4012	4.0	2.0	15.41	0.385	0.770	2.00	1	2.30
9号煤层	4012	13.0	6.5	28.95	0.724	1.448	6.50	1	1.33
细砂岩	673	38.0	19.0	14.81	1.722	0.738	2.00	10	2.40

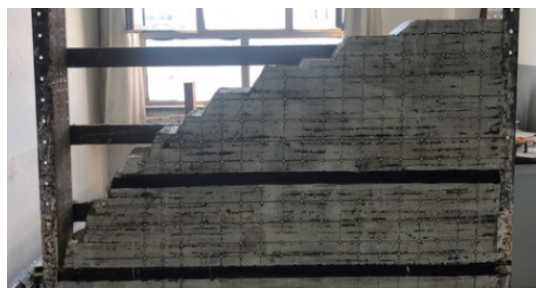


图 4 采动边坡物理模型
Fig.4 Physical model of mining slope

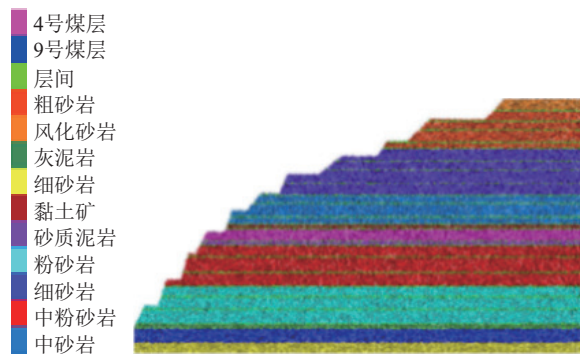


图 5 采动边坡数值结构模型
Fig.5 Numerical structure model of mining slope in side wall coal mining

山实际开采长度 5 m, 所得位移正值为指向露天矿坑, 负值为指向采空区。其中物理模拟每次开采 2.5 cm(5 m), 采用天远三维光学摄影系统对各平盘位移进行监测。

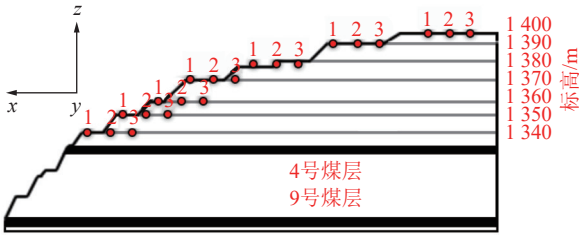


图 6 采动边坡平盘分布及测点布置

Fig.6 Flat plate distribution and measuring point arrangement of mining slope

2 采动边坡变形破坏及失稳滑移分析

2.1 采场覆岩受力分析

20 世纪 80 年代初, 钱鸣高等^[17-19]提出了采场上覆岩层“砌体梁”结构模型, 如图 7a、图 7b 所示。此模型揭示了上覆岩层破坏的两种情况, 是迄今为止针对采场压力分析最为完善的力学模型之一。通过分析可知, “砌体梁”断裂后, 会形成铰接结构, 该结构模型分 A、B、C 3 个分区, 每个分区的岩体相互咬合, 铰接成型, 开采扰动下断裂岩块相互铰接对上覆岩层进行承载, 由此可以对“砌体梁”模型进行简化, 得到图 8 所示结构模型。

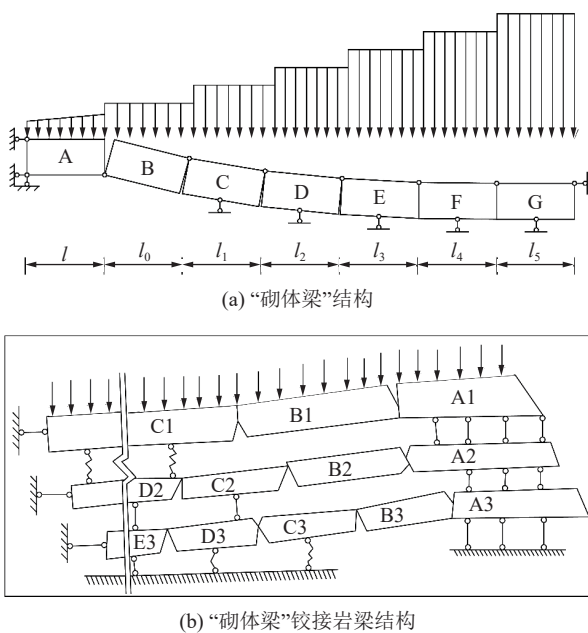


图 7 “砌体梁”结构模型示意

Fig.7 Schematic diagram of “masonry beam” structure model

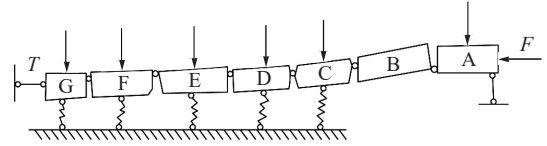


图 8 岩层断裂岩块间的铰接结构示意

Fig.8 Diagram of the articulation structure between the fractured rock blocks

如图 8 所示, 假设岩块 A 为采动边坡某平盘, 该平盘的移动是在后方 B 岩块的推动下进行的, 而作用在 B 岩块上的力则是由更远的 G 岩块经 F、E、D 传递到 C 岩块, 在 C 岩块作用下发生的, 在实际工程中因力传递的衰减特性, 可以确定起关键作用的为 B、C 岩块。由此, 可以将岩块 C 后方的所有岩块用 F_c 代替, 进行受力分析, 得到图 9 所示的断裂岩块受力模型。

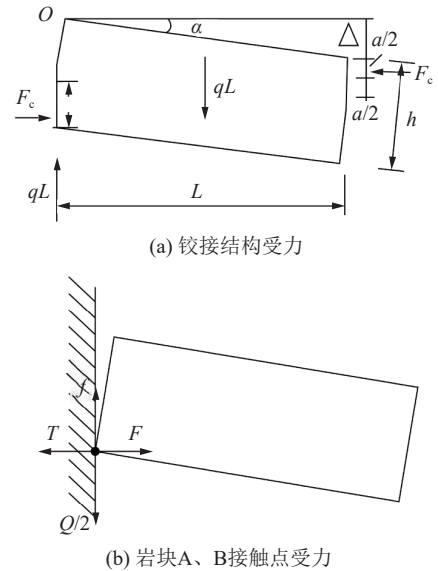


图 9 断裂岩块间的受力分析示意

Fig.9 Schematic diagram of force analysis between fractured rock blocks

如图 9 所示, 断裂后的 B、C 岩块呈“拱形”结构, 此结构的平衡取决于挤压力是否超过断裂岩层铰接处的极限强度。若断裂岩块与上覆岩层之间的 θ 角较小, 则形成滑落失稳; 若 θ 角较大, 则形成回转失稳。在满足上述情况基础上则该结构保持稳定, 若出现上述任意一种情况, 则作用力就会消失, 从而导致岩体失稳发生。

综上所述, “砌体梁”铰接结构中单个岩梁作用在失稳区的 F_c 是由水平推力 F 施加的, 分为滑落失稳和回转失稳水平推力。

1) 滑落失稳 F_c :

如图 9 所示, 假设岩块 B 发生滑落失稳, 即 B 岩

块的水平推力 F_c 为

$$F_c = \frac{qL^2}{8h} \quad (1)$$

式中: q 为岩梁上部荷载, MPa; L 为跨距, m; h 为基本顶基岩厚度, m。

在断裂岩梁的两端剪切力最大, 其值为 $R_1 = R_2 = qL/2$, 在剪切力与摩擦力 f 相等时, 极限平衡状态为

$$\frac{qL}{2} = f = F_c \tan \theta \quad (2)$$

$$F_c = q \frac{L}{2 \tan \theta} \quad (3)$$

式中: θ 为断裂岩块与上覆岩层之间的夹角, ($^\circ$); $\tan \theta$ 为岩块间的摩擦因数; $L/2$ 为岩块长度, m。

由式 3 和图 10 所示, 水平推力 F_c 大小与岩梁上部荷载 q 和岩块间摩擦因数 $\tan \theta$ 有关, 荷载越大, 水平推力和岩块间的摩擦因数越大, 由此可得水平推力 F_c 与岩梁上部荷载 q 成正比, 与摩擦因数成反比, 综上可得:

$$F = F_1 + F_2 + \dots + F_n = q_1 \frac{L_1}{2} \tan \theta_1 + q_2 \frac{L_2}{2} \tan \theta_2 + \dots + q_n \frac{L_n}{2} \tan \theta_n \quad (4)$$

式中: F 为滑体合力, N; F_1, F_2, \dots, F_n 为滑体分力, MPa; $\theta_1, \theta_2, \dots, \theta_n$ 为不同岩层夹角, ($^\circ$); q_1, q_2, \dots, q_n 为岩梁荷载, MPa。

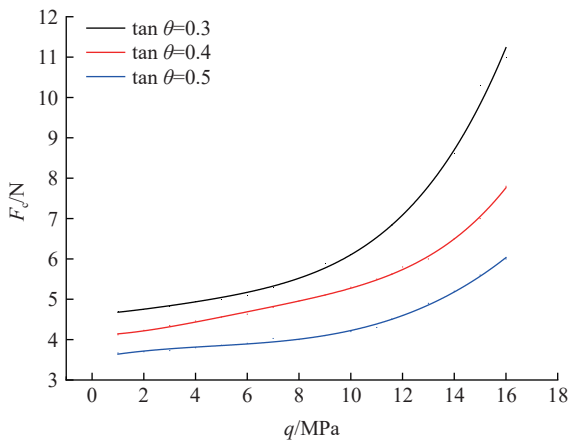


图 10 水平推力与上覆荷载、摩擦因数关系

Fig.10 Relationship between horizontal thrust, overlying load and friction coefficient

2) 回转失稳 F_c :

如图 11a 所示, 以 O 为中心列力矩平衡方程, 取 $\sum M_o = 0$, 则:

$$F_c \left(h - \frac{\alpha}{2} \right) - F_c \left(\frac{\alpha}{2} + \Delta \right) = \frac{1}{2} qL^2 \quad (5)$$

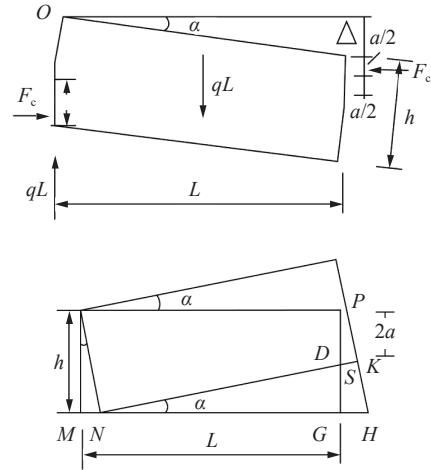


图 11 岩块 B 变形失稳受力分析

Fig.11 Force analysis of deformation and instability of rock block B

简化得:

$$F_c (h - \alpha - \Delta) = \frac{1}{2} qL^2 \quad (6)$$

如图 11b 所示, 当 α 较小时, 有 $\Delta \approx L \sin \alpha$, 则 $2\alpha = h - L \sin \alpha$, 简化有 $\alpha = h - L \sin \alpha / 2$, 则式(6)为

$$F_c (h - \alpha - \Delta) = F_c \left[h - L \sin \alpha - \frac{1}{2} (h - L \sin \alpha) \right] = \frac{F_c}{2} (h - L \sin \alpha) \quad (7)$$

将式(6)代入式(7), 得:

$$F_c = \frac{qL^2}{h - L \sin \alpha} \quad (8)$$

式中: α 为岩块间旋转角, ($^\circ$)。

由式(8)和图 12 可知, 上部荷载和旋转角越大, 水平推力和旋转角越大, 由此可知水平推力 F_c 与作用于该岩梁的荷载 q 和旋转角 α 成正比。

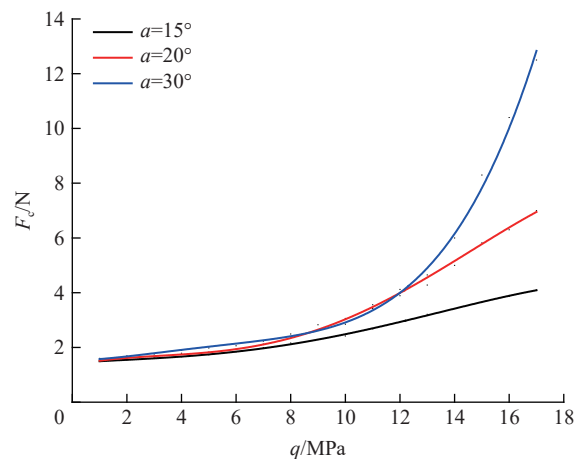


图 12 水平推力与上覆荷载、旋转角关系

Fig.12 Relation between horizontal thrust, overlying load and rotation Angle

2.2 物理试验分析

为消除边界效应,上下煤层开采前在模型右侧预留 10 cm(20 m)边界煤柱后,按每次 2.5 cm(5 m)推进,直到开采至 115 cm(230 m)和 160 cm(320 m)设计终采线终止,其中上煤层分 3 个阶段,下煤层分 2 个阶段,不同阶段特征如下。

1)上煤层开采。开采初期 0~45 cm(0~90 m):受边界煤柱支撑,采场上部覆岩局部区域存在横向裂隙发育,随开采长度增加裂缝宽度不断扩大,直到基本顶发生垮落,诱发采场上方覆岩形变加剧,越靠近采空区中心越充分;持续开采,垮落覆岩逐步形成铰接结构,成“半拱”状,前拱脚作用在煤壁上,形成支撑压力,后拱脚作用在支撑煤柱处;直到开采至 45 cm(90 m)时,前拱脚支撑压力发生改变,向工作面端头和采场上部传递,使半拱”状向“悬臂梁-砌体梁-固支梁”结构转变,如图 13 和图 14 所示。此阶段在采场覆岩的形变在宏观上是“弹性”的,其形变垂直于采空区,只有砌体梁形成区域伴有局部水平移动,从而在边坡内部形成“卸荷松弛带”,导致覆岩的宏观结构面强度发生降低,劣化了采空区上方覆岩的整体稳定性。



图 13 上煤层开采岩体垮落结构模型
Fig.13 Caving structure model of upper coal seam mining rock mass

开采中期 45~100 cm(90~200 m):上覆岩体遵循渐进破坏规律,悬臂梁周期性断裂诱发砌体梁周期性滑落,造成固支梁周期性垮落,从而形成新的

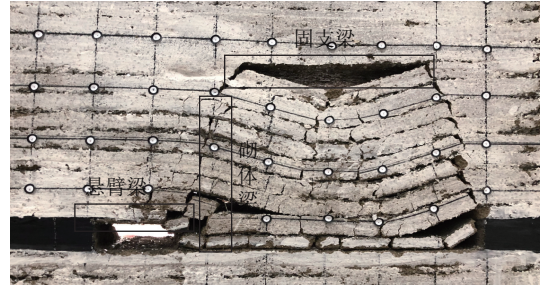


图 14 “悬臂梁-砌体梁-固支梁”结构模型
Fig.14 “Cantilever beam-masonry beam-fixed beam” structure model

“拱形”结构,直到“拱形”结构的拱顶发育至 1390 和 1400 平盘处时,采动边坡发生沿垂直方向的失稳变形,平盘发生移动,形态呈“金字塔”状,如图 15、图 21 所示;继续开采,失稳区域持续扩大,直到开采至 100 cm(200 m)时,采场覆岩重新形成砌体梁和压力拱结构,其中砌体梁呈铰接状,压力拱最大拱高位置位于采空区中心,且不断前移,加剧了边坡内部岩体破坏,形成结构性改变,强度降低,平盘变形值增大,且位于 1390 和 1400 平盘交界处形成台阶塌陷区和纵向张拉裂缝。

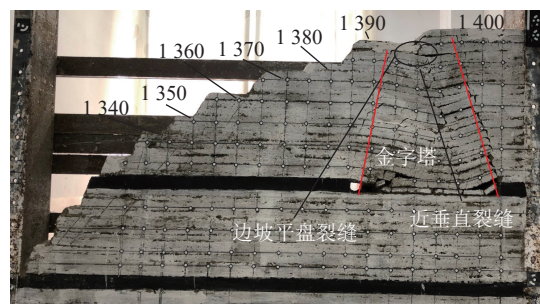


图 15 边坡平盘沉降结构模型
Fig.15 The structural model of the flat plate subsidence on the upper part of the slope

开采末期 100~115 cm(200~230 m):边坡岩体形变进一步扩展,台阶塌陷区的拉裂缝宽度不断增大,左侧宽度 6.89 mm(1.378 m),右侧宽度为 8.23 mm(1.646 m),整体破坏形态呈 A、B、C 3 个分区,即“横三区”结构,其中 C 区位于垮落边界内,主要以垂直沉降为主,水平移动较小;B 区位于垮落边界和移动边界内,因失去 C 区岩体侧向支撑形成,主要以水平移动和较小沉降为主;A 区位于层移动边界外,此部分岩体在端头处呈新的铰接状,且在 B 区覆岩移动形成的反作用力下形成水平推力,会加剧边坡临空面平盘的移动值;继续开采至设计终采线 115 cm(230 m)时,临空面移动平盘为 1340、1350、1360 和 1400,其中 A 区的 1360 平盘受水平推力作

用局部存在水平剪出现象,使张拉和剪切裂缝宽度
和局部台阶塌陷区范围增大,其变形值为 1.127 mm
(0.225 4 m),如图 16 和图 21 所示。

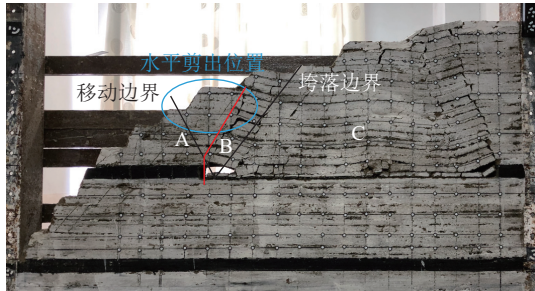


图 16 上煤层开采后边坡变形破坏结构模型

Fig.16 Structural model of slope deformation and failure after upper coal seam mining

2)下煤层开采。开采初期 0~50 cm(0~100 m):
采场上部覆岩整体稳定性较好,边坡平盘维持上煤
层开采后状况;直到开采至 50 cm(100 m)时,随顶板
岩层垮落,破坏覆岩以采空区为中心形成新的“卸荷
松弛带”,并伴有“三梁”和“拱形”结构生成,在工作
面端头处呈铰接状,如图 17 和图 18 所示。

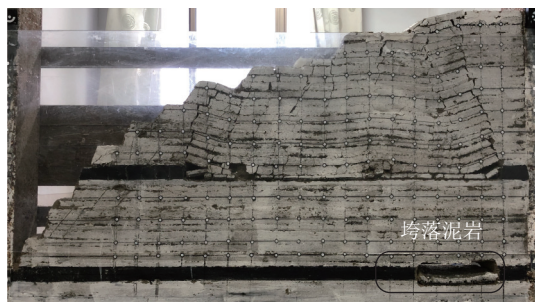


图 17 下煤层开采顶板岩体结构模型

Fig.17 Structure model of roof rock mass in coal seam mining under overlying goaf

开采末期 50~160 cm(100~320 m): 开采至
60 cm(120 m)时,“拱形”结构的拱顶和固支梁顶部
位于同一水平,在扰动力加大下固支梁断裂,导致上
下采空区贯通,边坡平盘恢复移动,如图 19 和图 21
所示;继续开采,拱顶和工作面端头处的铰接结构不
断移动,平盘变形值不断增大;直到开采至 160 cm
(320 m)设计终采线,破坏的采动边坡呈“金字塔”
状,左右两侧裂缝宽度分别增大到 5.45 mm(1.09 m)
和 10.285 mm(2.057 m),且 1360 和 1370 平盘处有新
的塌陷区形成,将坡体切割成新的三区结构,此时
1360 平盘临空面变形值为 2.83 mm(0.565 m),并伴
有剪切转移带生成和局部失稳转移发生,如图 20 和
图 21 所示。

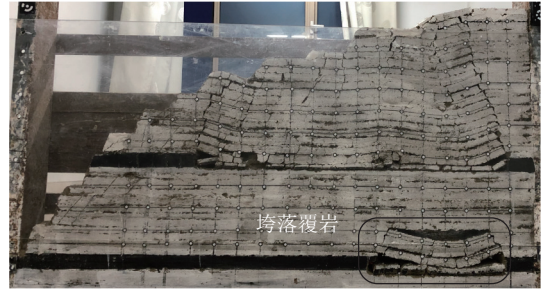


图 18 下煤层开采垮落覆岩体结构模型

Fig.18 Structure model of caved rock mass under coal seam mining in overlying goaf

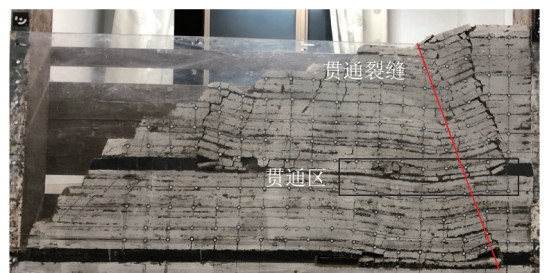


图 19 覆岩贯通模型

Fig.19 Overburden through model

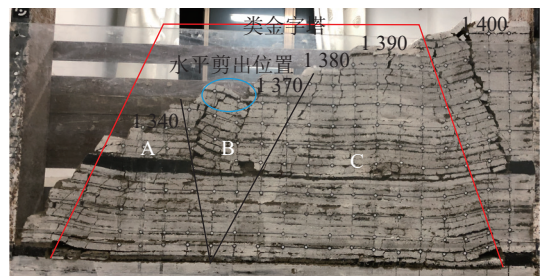


图 20 边坡变形破坏模型

Fig.20 Slope deformation and failure model

2.3 数值试验分析

PFC 作为颗粒流模拟软件,其力学参数与常规
有限元存在区别,为颗粒及其接触的细观强度参数,
此参数与实际岩体宏观强度参数无直接定量关系,
通常采用岩石单元试验法进行标定。为此,在文献

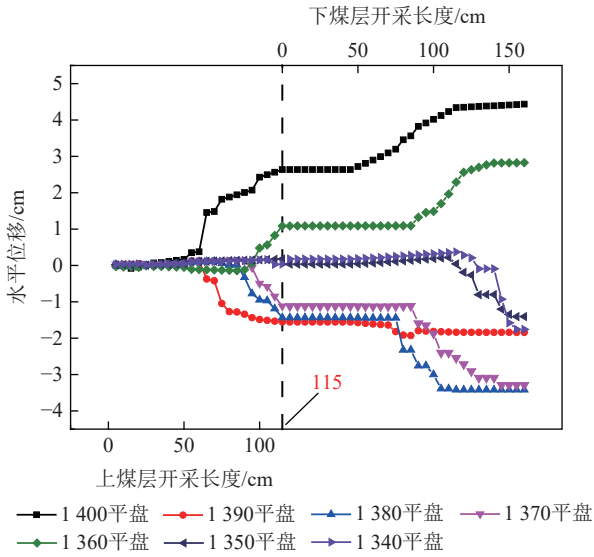


图 21 下煤层开采采动平盘位移变化曲线

Fig.21 Displacement curve of lower coal seam mining plate

[20]的基础上,以图5为基础,采用单轴压缩以中砂岩和粉砂岩为例对细观参数进行标定。如图22所示,通过不断调试细观参数,使数值模拟与室内试验的应力-应变曲线及破坏形态达到基本一致后就能反映中砂岩和粉砂岩的宏观力学性能。以此为例,结合表1对其余细观参数和煤岩层一一进行标定(表3),应力-应变曲线及破坏形态由《安家岭露天矿勘探区勘探(精查)地质报告》获得。

数值模型上,下煤层按每次5m开采至230m和320m设计终采线终止,同样上煤层分3个阶段,下煤层分2个阶段,不同阶段特征如下。

1)上煤层开采。开采初期(0~115m):在隔离煤柱支撑下,采场上覆岩体稳定性较好,直到开采至

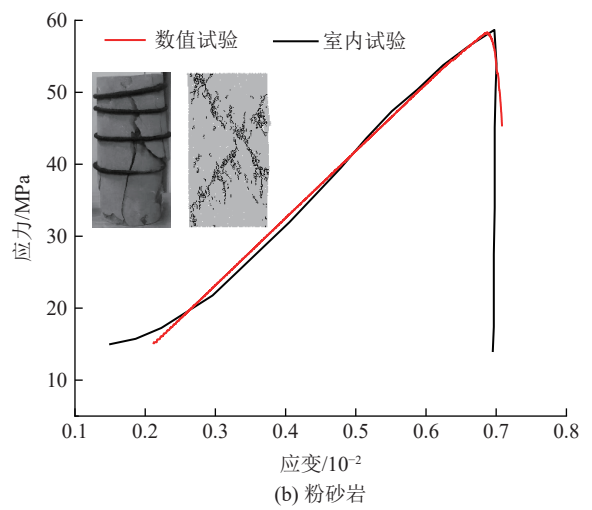
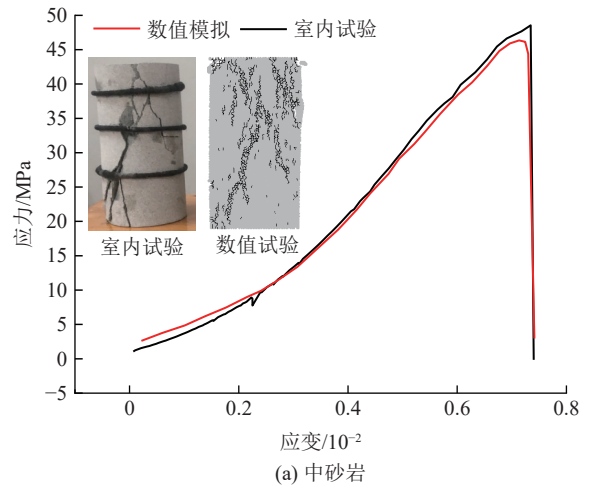


图 22 模拟与室内试验对比

Fig.22 Comparison diagram between simulation and laboratory test

80m时,随直接顶断裂,形成初次来压现象,并伴有新裂隙生成,并不断增加;继续开采采场上覆岩体不

表 3 岩石的细观颗粒参数

Table 3 Microparticle parameters of rock

岩层	颗粒半径/m	密度/(kg·m ⁻³)	弹模/MPa	刚度比	摩擦因数	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角(°)
风化砂岩	0.5~0.85	2000	3000	2.12	0.517	1.92	0.80	23
粗砂岩	0.5~0.85	2050	4800	2.20	0.517	3.90	1.82	26
中砂岩	0.5~0.85	2280	4700	2.15	0.517	4.40	2.20	22
细砂岩	0.5~0.85	2400	4500	1.83	0.517	4.90	2.86	27
黏土矿	0.5~0.85	2013	1300	2.00	0.517	1.88	1.00	28
4号煤层	0.5~0.85	1330	1000	1.20	0.517	1.40	0.89	19
砂质泥岩	0.5~0.85	2060	1500	1.80	0.517	2.65	1.41	25
中砂岩	0.5~0.85	2300	4200	2.20	0.517	5.60	3.50	30
粉砂岩	0.5~0.85	2540	4600	1.90	0.517	5.20	2.90	27
灰泥岩	0.5~0.85	2100	1600	2.20	0.517	1.82	0.80	21
9号煤层	0.5~0.85	1330	9500	2.12	0.517	1.70	0.90	17
细砂岩	0.5~0.85	2400	4500	1.83	0.517	4.90	2.86	27

断破坏,且有铰接结构和固支梁形成,与四周岩体构成“卸荷松弛带”,弱化边坡内部岩体的承载力,如图23a所示。

开采中期(115~200 m):采场四周破坏的覆岩逐步形成新的“悬臂梁-砌体梁-固支梁”结构,遵循“破坏—平衡—破坏”规律,直到开采至135 m时,悬臂梁断裂诱发砌体梁向工作面端头移动,使得固支梁失去支撑断裂,导致采动边坡发生失稳,形成2条贯通边坡平盘的裂缝,推动1360和1400平盘发生临空面微移;继续开采,破坏区不断扩大,平盘变形值持续增加,且在工作面端头处有铰接结构形成和前移,加剧1360平盘临空面变形移,如图23b和图25所示。

开采末期(200~230 m):随垮落覆岩不断压实,采动边坡逐步形成“横三区”结构,其中位于A区端

头处的铰接结构不断前移,推动边坡1360平盘移动,直到开采到设计终采线230 m时,造成1360平盘处存在环状横向剪切裂缝和“圆弧形”水平剪出现象,且“圆弧形”水平剪出区域存在向滑面转变可能,变形值为0.276 m,如图23c和图25所示。

2)下煤层开采。开采初期(0~85 m):随采场上覆软弱泥岩不断垮落,逐步有悬臂梁和固支梁结构形成,并伴有多条弯曲状离层裂隙发育,弱化了上覆岩层强度,开采至85 m形成初次来压现象,断裂岩块呈铰接状,且伴有新的离层裂隙生成,如图24a所示。

开采末期(85~320 m):随扰动加剧,离层裂隙持续发育,上覆岩层强度不断弱化,开采至90 m时,上下采空区贯通,形成“X”型剪切破坏区和交叉裂缝,诱发1360和1400平盘的临空面变形值增大,且

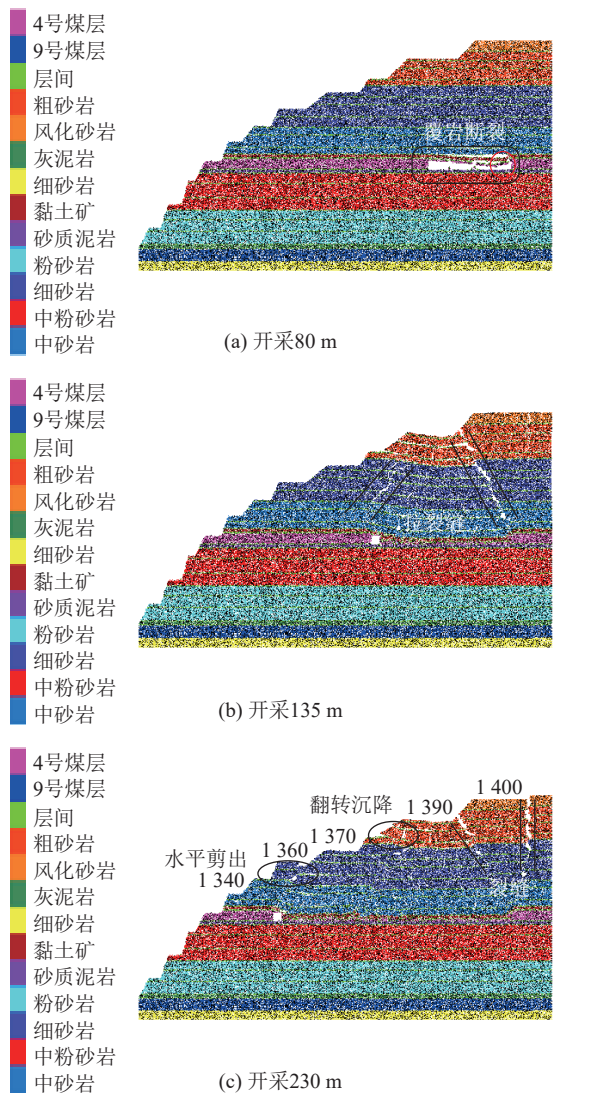


图23 边帮煤开采至230 m采动边坡变形演化

Fig.23 Deformation evolution of slope from side wall coal mining to 230 m mining

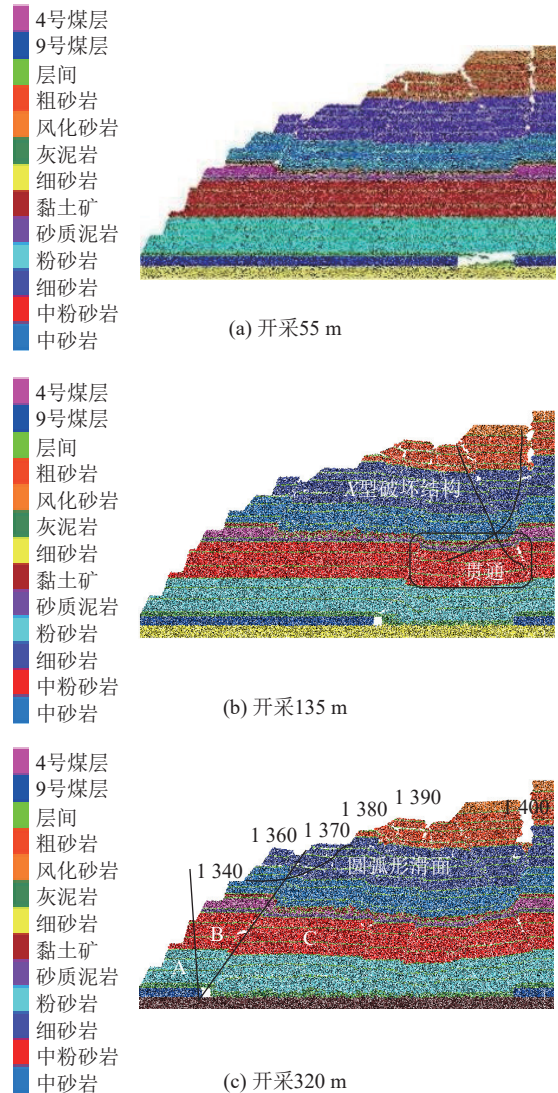


图24 边帮煤开采至320 m采动边坡变形演化

Fig.24 Deformation evolution of slope from side wall coal mining to 320 m mining

存在新的“三梁”结构生成；直到开采至设计终采线 320 m 后，破坏覆岩形成新的“横三区”结构，且在“砌体梁” 铰接结构作用下使 1350 和 1360 平盘处存在一级滑移带生成、1340 至 1370 平盘处存在二级滑移带生成，而上煤层开采后位于 1360 平盘处的“圆弧形”水平剪出最终转变为了“圆弧形”滑面，其临空面变形值增长至 0.64 m，局部存在失稳滑移发生，如图 24b、图 24c 和图 25 所示。

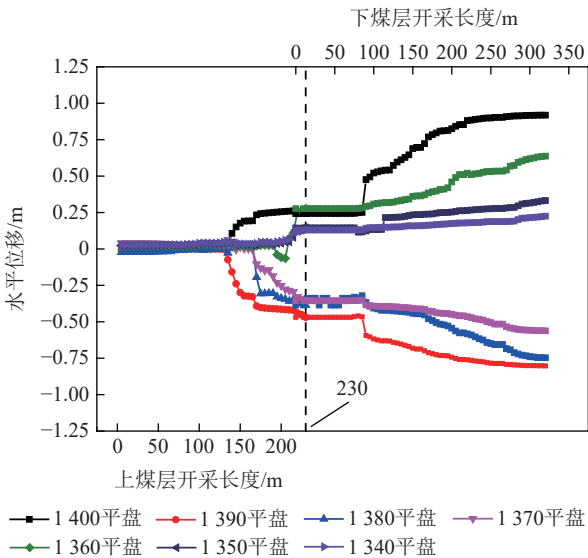


图 25 采动边坡裂隙演化与平盘位移变化示意
Fig.25 Schematic diagram of fracture evolution and displacement change of mining slope

2.4 采动边坡变形破坏及失稳滑移机理

通过上文分析可知，在边帮煤地下开采下，当上覆岩层达到极限跨距时，会形成“压力拱”的现象，随开采长度增加“压力拱”两拱脚会向采空区两侧支撑区延展，使两端形成应力增高区，垮落覆岩形成应力松弛区，此现象直到采空区上覆岩层由开切眼处断裂，发生垮落，整个过程中拱顶下沉位移不断增大，且因上覆荷载与水平推力呈正比关系，会造成“砌体梁”处的岩块在高应力作用下发生破碎失稳现象，边坡恢复到原有应力平衡状态，这种破坏在没有其他外因条件下，不会产生沿临空面的滑动，发生滑坡，此种变形破坏可表征为沿采空区方向的“采空塌动”；继续开采，断裂的上覆岩层不断向上扩展，使工作面端头和垮落覆岩下方重新形成新的“砌体梁”结构，且在垮落岩块的持续挤压下，“砌体梁”两端的力持续增大，靠近端头较为明显，使作用于“砌体梁”上的力不断增大，导致垮落覆岩沿“砌体梁”不断前移，形成“顺层蠕滑”现象；继续开采，采场上覆岩层在重复破断和水平挤压下“砌体梁”端头处的力和“压力拱”

下沉位移不断增大，覆岩破坏不断向边坡临空面发展，进一步加快了“砌体梁”结构的前移，此过程中随“砌体梁”的快速前移，采动边坡变形破坏呈“三区”分布，其中 A 区位于移动边界外，B 区位于垮落边界和移动边界内，C 区位于垮落边界内，与钱鸣高院士所提的“砌体梁”铰接结构分布一致，如图 26 所示。受采动影响“三区”不断前移，导致拉裂缝由采空区上部向边坡平盘处贯通，造成 B 区覆岩荷载增大，发生回转下沉，贯通的拉裂缝逐渐闭合，取而代之的是不断向前移动的“砌体梁”结构，在该结构作用下，工作面端头处的覆岩始终会重复“三区”转化，B 区转变为 C 区，A 区转变为 B 区，新的 A、B、C “三区”依次循环，导致采空区面积和上覆荷载不断增大，使得“砌体梁”关键岩块 B 处的旋转角持续增大，随扰动力增大，关键岩块 B 失去铰接能力发生回转失稳，引发水平推力激增，使作用于采动边坡 1360 平盘处的水平推力激增，推动 1360 平盘发生向临空面的剧烈移动，形成台阶塌陷和张拉、剪切裂缝共存及一、二级剪切滑移带和 1360 平盘“圆弧形”水平滑移发生，此过程可表征为“边坡失稳”。

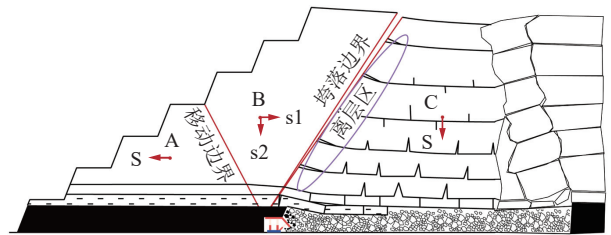


图 26 边坡破坏分区结构
Fig.26 Slope failure zone structure

2.5 工程应用及验证

现场采用 SSR 雷达监测仪对边坡各平盘位移变化进行监测。其中上、下煤层开采长度分别为 232 m 和 320 m，每天开采 5 m。所采集位移变化数据通过处理后绘制成图 27 所示的边坡平盘变形曲线。

如图 27 所示，上煤层开采至 115 m 时，采动边坡发生失稳变形，造成 1360 和 1400 平盘发生朝向临空面的水平移动；持续开采至 232 m 设计终采线时，1360 和 1400 平盘变形值分别增长为 297.9 mm (0.2979 m) 和 559.7 mm (0.5597 m)。下煤层开采，由初期至 125 m 过程中，边坡平盘的临空面变形值增长缓慢；开采至 285 m 时，1340 和 1350 平盘发生向采空区方向回转移动，其余平盘移动趋势不变；持续开采至 320 m 设计终采线时，1360 和 1400 平盘临空面变形值增大到 648 mm (0.648 m) 和 923.9 mm

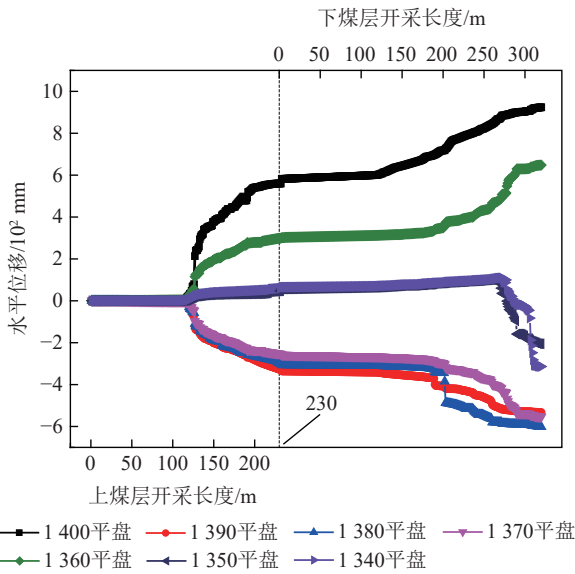


图 27 边坡平盘变形移动曲线

Fig.27 Slope plate deformation and movement curve

(0.923 9 m), 同数值和物理模拟试验结果类同, 1360 和 1400 平盘变形差值在 0.09 m 和 0.04 m 以内, 最大裂隙宽度接近 900 mm(0.9 m), 局部存在临空面水平剪出和“圆弧形”滑移现象发生, 如图 28 所示。

综上所述, 边帮煤地下开采中, 受井采扰动影响 1360 和 1400 平盘沿临空面移动, 模拟试验和现场监测结果类同, 差异较小, 且均存在临空面水平剪出和“圆弧形”失稳滑移现象发生。由此可知, 要保证边帮煤安全、高效回收, 在开采中需采取相关措施对采动边坡进行控制, 以防灾害事故发生。

3 采动边坡变形破坏及失稳滑移试验分析

3.1 数值模拟

通过上文分析可知, 边帮煤开采会导致“砌体梁”关键岩块 B 发生回转, 形成水平推力作用于边坡 1360 平盘处, 造成采动边坡失稳滑移发生。由此可知, 遏制关键岩块 B 的回转即为采边坡失稳滑移控制的关键。鉴于此, 提出采用回填压脚方法对采动边坡进行控制, 并对其进行分析及现场工业性应用, 为实现边帮煤安全、高效回收提供依据。

当边坡滑体向着回填压脚区移动时, 随位移量增加, 压脚区受挤压影响会发生压力增加现象, 随压脚范围和高度的增加, 会达到极限平衡状态, 土压力逐渐增加到最大值, 此时的土压力为被动土压力。因此, 采用回填压脚对滑坡进行治理, 可以通过被动土压力理论进行评估。根据库伦被动土压力理论计算原理和文献 [21-22] 所述, 当压脚区达到被动极限平衡时, 由滑动体的力学平衡, 可得出有限宽度压脚

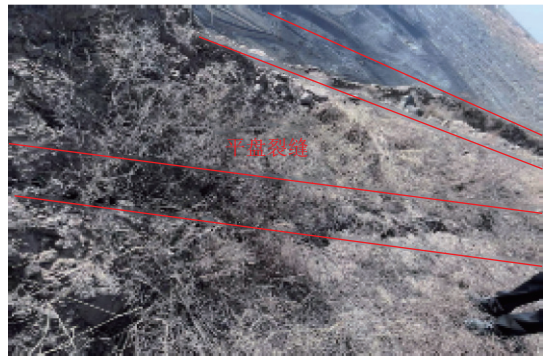


图 28 采动边坡平盘局部滑移

Fig.28 Local slide diagram of mining slope

的被动土压力计算公式。

如图 29 所示, 四边形 $ABCD$ 为边坡的压脚区, 其中 AB 是压脚区与边坡平盘的接触面, 夹角为 ε ; AD 边为压脚区顶面, 夹角为 α , 其宽度为已知数值 K , CD 为压脚区外侧坡面; BC 为压脚区底面; BF 为回填作用下边坡产生的滑裂面, 夹角为 θ 。由此可知, $ABFD$ 为压脚区在滑坡推力作用下达到极限平衡状

态时的滑动体。以滑动体 $ABFD$ 为分析对象并假定该区域为块体，由正弦定理，可求得采动边坡作用于回填压脚区的被动土压力 E_p 的表达式为：

$$E_p = \frac{W \sin(\theta + \varphi)}{\sin(90^\circ + \varepsilon - \varphi_0 - \varphi - \theta)} \quad (9)$$

$$E_p = \frac{\gamma A \sin(\theta + \varphi)}{\cos(\varphi_0 + \varphi + \theta - \varepsilon)} \quad (10)$$

式中： E_p 为压脚区被动土压力，kPa； W 为压脚区达到极限平衡时，滑动体重量，kN； A 为压脚区达到极限平衡时，滑动体面积， m^2 ； θ 为压脚区达到极限平衡时，破坏面与水平方向的夹角， $(^\circ)$ ； γ 为压脚区岩土体的重度， kN/m^3 ； φ 为压脚区岩土体的内摩擦角， $(^\circ)$ ； φ_0 为压脚区岩土体与边坡坡面的内摩擦角， $(^\circ)$ 。

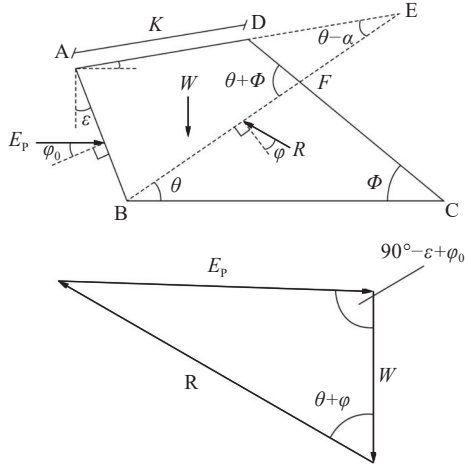
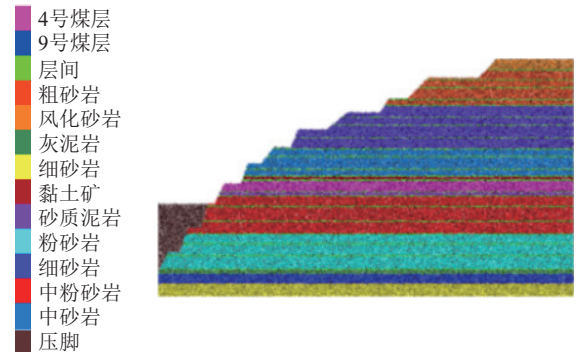


图 29 被动土压力模型示意

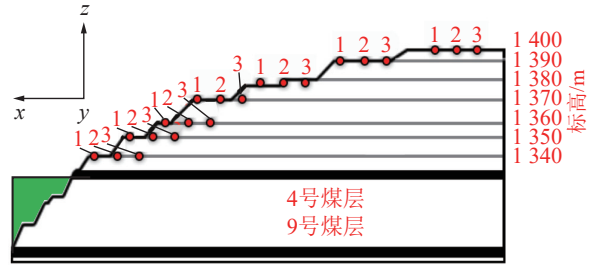
Fig.29 Passive earth pressure calculation diagram

通过上述分析可知，当滑移区形成的滑动力与压脚区的回填压力达到极限平衡时，可以达到抑制滑动面的形成，进而达到控制边坡临空面平盘向露天矿坑的移动，这与众多工程实践情况吻合。根据前文所述，边帮煤地下开采会造成边坡内部覆岩发生运移，削弱边坡的承载力，形成“横三区”的铰接结构，而 A 岩块作为采动边坡 1360 平盘的某一区域，该区域的失稳滑移，是后方 B 岩块作用的结果，由式 (9)、式 (10) 可以看出，采用回填物对边坡脚进行压制，在改变坡体形态的基础上，能加大边坡下部平盘处的上覆荷载，随荷载增大采空区上部铰接岩块的断裂度和回转角会发生改变，从而使采动边坡形成极限平衡状态，达到采动边坡的有效控制。“回填压脚”结构模型的监测点同原模型相同，压脚区为上煤层下部平盘，高度为 83 m，宽度为 430 m，如图 30 所示。

1) 上煤层开采。开采至 110 m 时，形成初次来压，较原模型延缓了 25 m；继续开采至 150 m 时，采



(a) 压脚模型



(b) 测点布置

图 30 回填压脚结构模型

Fig.30 Structure model of backfill presser foot

动边坡由 1390 和 1400 平盘交接处发生剪切断裂，形成失稳现象，并伴有两条明显的采动裂缝形成，一条呈“倾斜状”，一条呈“侧拱形状”；持续开采，采动边坡失稳区域和裂缝宽度持续扩大，直到开采至 230 m 设计终采线时，临空面移动的平盘为 1400，变形值 0.13 m，较原模型降低了 0.11 m，降幅 45.8%，而 1360 平盘在回填压脚区作用下移动趋势发生翻转，破坏区呈“三角”状，由此可以确定回填压脚方式能弱化了水平推力的传递，抑制采动边坡整体失稳破坏区范围，如图 31 和图 33 所示。

2) 下煤层开采。因回填体加大了下煤层上部平盘荷载，抑制了“砌体梁”铰接岩块的前移，达到了对关键岩块 B 回转的控制，弱化了水平推力的传递，直到开采至 180 m 时，上下采空区才形成贯通；随开采长度增加，破坏区持续增长，但因回填压脚区作用使采动边坡达到极限平衡状态，改变了“横三区”形态分布和 B 区岩体移动趋势，抑制了采动边坡中部和下部平盘剪切滑移带的形成，达到采动边坡失稳滑移的有效控制，直到开采至 320 m 时，1400 平盘临空面变形值为 0.3 m，较原模型降低了 0.62 m，降幅 67.4%，1360 平盘移动趋势呈翻转形态，指向采空区，如图 32、图 33 所示。

综上所述，采用回填压脚能加大采动边坡下部平盘上覆荷载，弱化铰接岩块的断裂度，有效抑制采动边坡内部覆岩变形的剧烈程度和关键岩块 B 的回

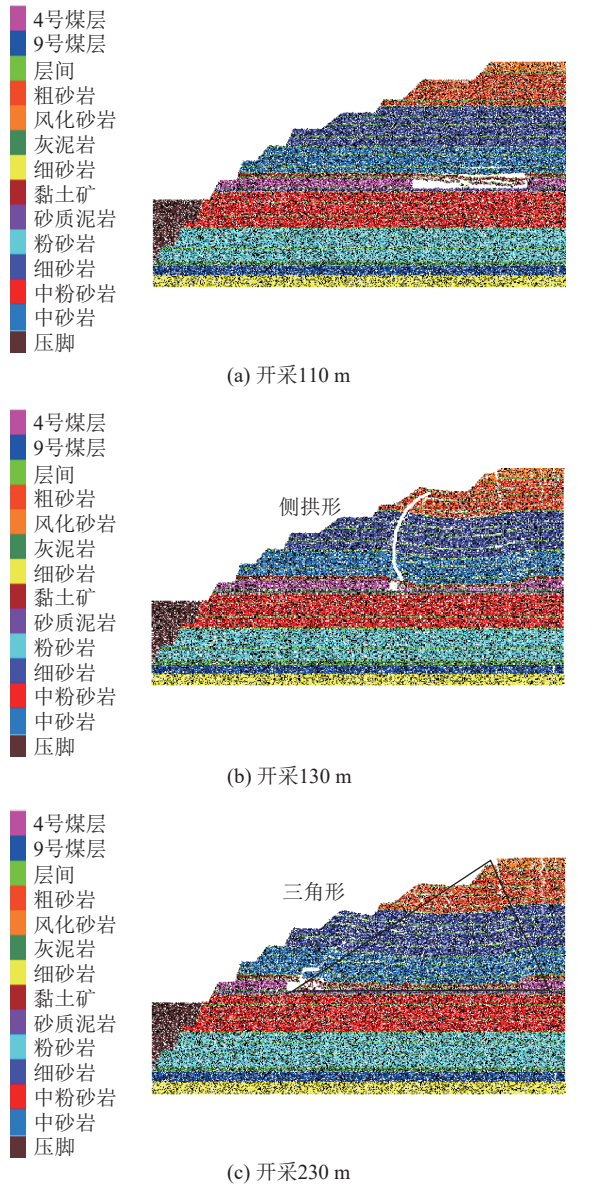


图 31 上煤层开采至 230 m 边坡覆岩变形

Fig.31 Overburden deformation diagram of slope from upper coal seam mining to 230 m

转,使失稳滑移区形达到极限平衡,改变边坡 1360 平盘的移动方向、降低了 1400 平盘临空面的移动值和抑制了剪切滑移带的生成,达到采动边坡的有效控制和实现边帮煤安全、高效回收。

3.2 工程应用

通过上文分析可知,采用回填压脚控制方法能达到采动边坡失稳滑移的有效控制。基于此,在边帮首采工作面开采结束后,为防止下一工作面开采导致采动边坡发生新的失稳滑移,在回采前对工作面正对区域的边坡下煤层上部平盘进行压脚处理,高度为 83 m,宽度为 430 m,施工程序分为基底工程—上煤层下部平盘回填—黄土覆盖—夺实 4 个工序,施工周期 52 d,施工结束后进行开采,如图 34 所

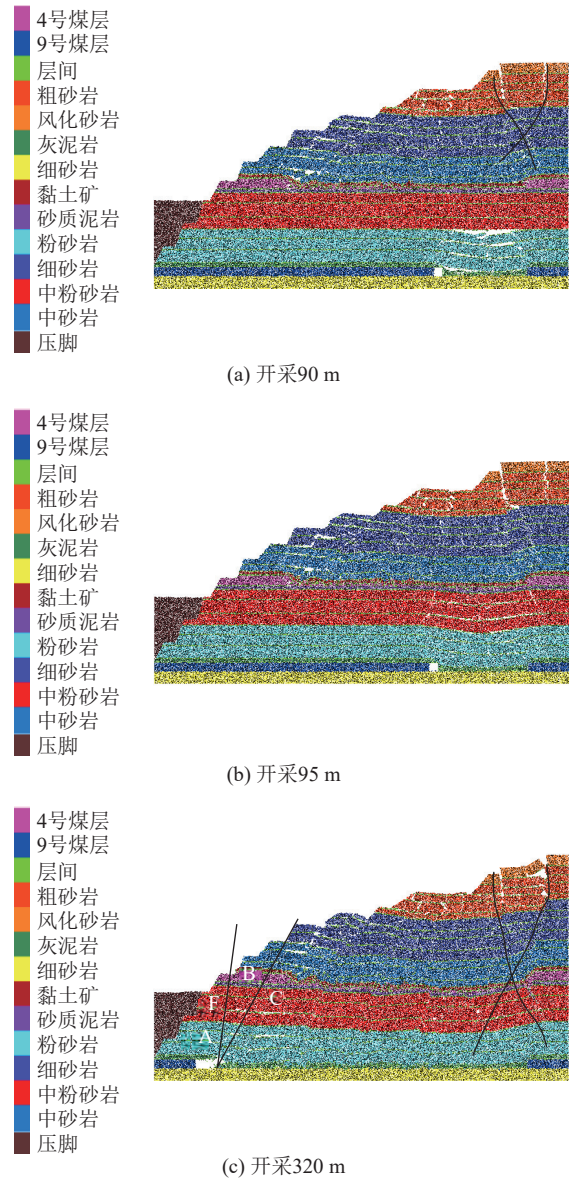


图 32 下煤层开采至 320 m 边坡覆岩变形

Fig.32 Overburden deformation diagram of slope from lower coal seam mining to 320 m

示。因首采工作面开采临空面移动平盘为 1360 和 1400,所以确定 1360 和 1400 平盘在压脚下的移动趋势、变形值及形成拉裂缝宽度是评估回填压脚是否有效的关键。为此,对有无压脚的 1360 和 1400 平盘变形值和破坏现象进行对比,就能确定回填压脚控制是否有效,1360 和 1400 平盘变形对比如图 35 所示。

由图 35 可知,采用“回填压脚”后采动边坡 1360 和 1400 平盘初期变形趋势同无压脚类同,均沿零轴移动;但随开采长度增加 1360 平盘移动趋势发生翻转,指向采空区移动,1400 平盘保持临空面移动,但变形值较无压脚明显降低;直到上煤层开采至 232 m 时,1360 平盘指向采空区,1400 平盘指向临

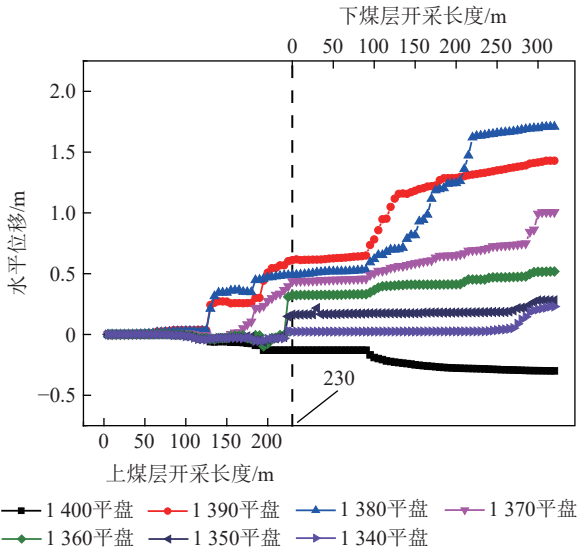


图 33 采动边坡平盘位移变化示意

Fig.33 Schematic diagram of displacement change of mining slope

空面, 变形值为 0.164 m, 较无压脚变形值降低了 0.395 m; 下煤层开采, 初期边坡平盘维持上煤层开采后趋势, 直到开采至 320 m 时, 1400 平盘临空面变形值为 0.314 m, 较无压脚降低了 0.61 m, 形成的最大裂缝宽度为 0.23 m, 较无压脚 0.9 m, 降低了 0.67 m, 在生产中虽存在局部平盘岩体破碎现象, 但整体稳定性较好, 无失稳滑移现象, 达到了边帮煤安全、高效开采的控制作用, 如图 36 所示。

4 结 论

1) 分析了边帮煤地下开采采动边坡变形破坏特征和失稳滑移规律, 揭示了“横三区”结构的形成机制, 明确了边帮煤下煤层开采的复合开采效应, 受此影响采动边坡呈台阶塌陷和张拉、剪切裂缝共存的破坏特征, 并存在“圆弧形”滑面、剪切滑移带和局部失稳滑移发生, 在生产中需采取有效方法进行控制。

2) 分析了关键岩块 B 的两种失稳模式, 获得了当断裂岩块接触面的摩擦力小于水平推力时关键岩块 B 发生滑落失稳, 即水平推力与岩梁上部荷载成正比, 与摩擦因数成反比; 当断裂岩块接触面的水平推力超过岩块的强度极限时, 发生回转失稳, 即水平推力与作用于该岩梁的载荷和旋转角成正比。

3) 建立了边帮煤地下开采“砌体梁”力学模型, 揭示了“横三区”形成、关键岩块 B 旋转与采动边坡失稳滑移之间的关系及其诱发机制和失稳滑移机理, 获得了造成边帮煤地下开采边坡失稳滑移的主要原因是“横三区”不断前移、“砌体梁”重复运动及关键岩块 B 回转形成水平推力共同作用的结果及“采空



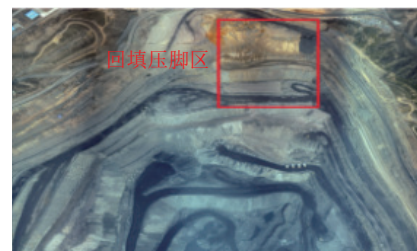
(a) 压脚初期



(b) 压脚末期



(c) 压脚后回填土



(d) 回填压脚区

图 34 压脚工程及区域示意

Fig.34 Schematic diagram of presser pin engineering and area

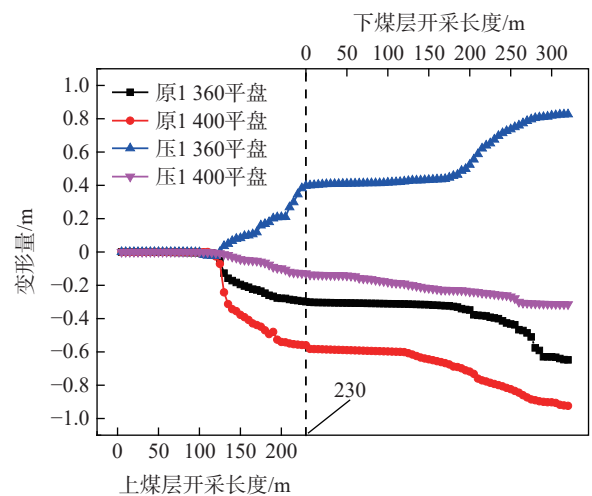
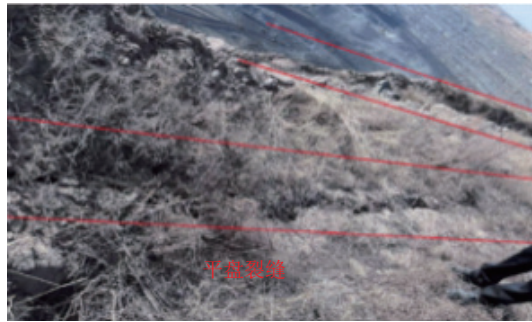
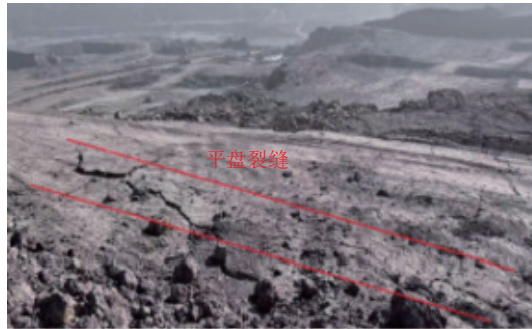


图 35 工程应用 1360 及 1400 平盘变形值对比

Fig.35 Comparison of deformation values of 1360 and 1400 flat plates in engineering applications



(a) 压脚前



(b) 压脚后

图 36 采动边坡裂缝对比

Fig.36 Fracture comparison map of mining slope

塌动—顺层蠕滑—边坡失稳”的滑移机理。

4)发现了造成采动边坡失稳滑移的主要原因。鉴于此,基于被动土压力理论,提出从控制关键岩块 B 回转的“回填压脚”方法,并进行了分析,得出了采用回填压脚控制方法在遏制水平推力传递的基础上,能有效抑制关键岩块 B 的回转,改变 1360 平盘的运移方向,使采动边坡的稳定性得到有效改善。据此,进行了工程应用,验证了“回填压脚”控制方法能达到边帮煤安全、高效开采的控制作用。

参考文献(References):

- [1] 王双明, 申艳军, 宋世杰, 等. “双碳”目标下煤炭能源地位变化与绿色低碳开发[J]. 煤炭学报, 2023, 48(7): 2599–2612.
WANG ShuangMing, SHEN YanJun, SONG ShiJie, et al. Change of coal energy status and green and low-carbon development under the “dual carbon” goal[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(7): 2599–2612.
- [2] 马力, 刘晨东, 罗强, 等. 相邻露天煤矿边帮煤开采内排留沟高度优化[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(5): 997–1004.
MA Li, LIU Chendong, LUO Qiang, et al. Optimization of inner dumping ditch height for end-wall coal mining in adjacent open-pit coalmines[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(5): 997–1004.
- [3] 王文才, 李俊鹏, 王创业, 等. 边帮煤采动影响下边坡变形演化特征及失稳形态分析[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(7): 321–336.
WANG Wencai, LI Junpeng, WANG Chuangye, et al. Analysis of failure mode and deformation evolution characteristics of slopes

under the influence of highwall mining[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(7): 321–336.

- [4] CHEN Y L, CAI Q X, SHANG T, et al. Mining system for remaining coal of final highwall[J]. Journal of Mining Science, 2011, 47(6): 771–777.
- [5] ROSS C, CONOVER D, BAINE J. Highwall mining of thick, steeply dipping coal—a case study in geotechnical design and recovery optimization[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2019, 29(5): 777–780.
- [6] BONILLA-SIERRA V, SCHOLTÈS L, DONZÉ F, et al. DEM analysis of rock bridges and the contribution to rock slope stability in the case of translational sliding failures[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2015, 80: 67–78.
- [7] XU N X, ZHANG J Y, TIAN H, et al. Discrete element modeling of strata and surface movement induced by mining under open-pit final slope[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2016, 88: 61–76.
- [8] 殷志祥, 董慧. 基于边坡稳定性的 SHM 开采端帮特厚煤层影响参数研究[J]. 应用基础与工程科学学报, 2015, 23(1): 56–67.
YIN Zhixiang, DONG Hui. Impact parameters of SHM for thick coal seam mining of open-pit slope based on slope stability[J]. Journal of Basic Science and Engineering, 2015, 23(1): 56–67.
- [9] 丁鑫品, 李凤明, 付天光, 等. 端帮采场覆岩移动破坏规律及边坡稳定控制方法[J]. 煤炭学报, 2021, 46(9): 1753–1763.
DING Xinpin, LI Fuming, FU Tianguang, et al. Overburden movement and failure law of coalface in end slope and the slope stability control method[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(9): 1753–1763.
- [10] 韩阳. 黑岱沟露天矿端帮煤井工开采地表移动规律研究[D]. 阜新: 辽宁工程技术大学, 2017.
HAN Yang. Study on surface movement law of slope coal in Heidaigou open pit coal mine[D]. Fuxin: Liaoning Technical University, 2017.
- [11] ALEJANO L R, FERRERO A M, RAMÍREZ-OYANGUREN P, et al. Comparison of limit-equilibrium, numerical and physical models of wall slope stability[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2011, 48(1): 16–26.
- [12] 南存全, 王礼江, 吕进国, 等. 露天边帮煤井工长壁综放开采工作面顶板压力计算[J]. 煤炭学报, 2019, 44(6): 1753–1763.
NAN Cunquan, WANG Lijiang, LVJinguo, et al. Calculation of roof pressure in longwall fully mechanized top coal caving face with open-pit slope mine[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(6): 1753–1763.
- [13] 沈新普, 岑章志, 徐秉业, 等. 露天矿边坡及地表变形综合整治总体设计有限元计算[J]. 岩石力学与工程学报, 1995, 14(3): 201–210.
SHEN Xinpu, CEN Zhangzhi, XU Bingye, et al. Fem computation on the overall design of unified reinforcement for open-pit and ground-surface deformation[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1995, 14(3): 201–210.
- [14] 韩光. 露天矿顺层岩质高边坡稳定性及安全控制关键技术研究[D]. 北京: 北京科技大学, 2017.
HAN Guang. Research on the key technique of stability and

- safety control of high bedding rock slope in open-pit mine[D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing, 2017.
- [15] 任高峰. 露井联合开采用边坡损害机理及控制研究[D]. 武汉: 武汉理工大学, 2010.
- REN Gaofeng. Study on the damage mechanism to slope with the combination of underground mining and open-pit mining[D]. Wuhan: Wuhan University of Technology, 2010.
- [16] 唐文亮. 扎哈淖尔露天矿复合边坡稳定性及开采控制技术研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2017.
- TANG Wenliang. Study on composite slope stability and mining control technique for zahanao'er open-pit mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2017.
- [17] 钱鸣高, 缪协兴, 何富连. 采场“砌体梁”结构的关键块分析[J]. 煤炭学报, 1994(6): 557-563.
- QIAN Minggao, MIAO Xiexing, HE Fulian. Analysis of key block in the structure of voussoir beam in longwall mining[J]. Journal of China Coal Society, 1994(6): 557-563.
- [18] 钱鸣高, 缪协兴. 采场上覆岩层结构的形态与受力分析[J]. 岩石力学与工程学报, 1995(2): 97-106.
- QIAN Minggao, MIAO Xiexing. Theoretical analysis on the structural form and stability of overlying strata in longwall mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1995(2): 97-106.
- [19] 钱鸣高. 20年来采场围岩控制理论与实践的回顾[J]. 中国矿业大学学报, 2000, 29(1): 1-4.
- QIAN Minggao. Review of the theory and practice of strata control around longwall face in recent 20 years[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2000, 29(1): 1-4.
- [20] 郝保钦, 张昌锁, 王晨龙, 等. 岩石 PFC^{2D} 模型细观参数确定方法研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(4): 132-141.
- HAO Baoqing, ZHANG Changsuo, WANG Chenlong, et al. Study on determination micro-parameters of rock PFC^{2D} model[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(4): 132-141.
- [21] 黄立明. 边坡回填压脚治理措施的稳定性计算方法研究[D]. 南京: 南京大学, 2015.
- HUANG Liming. The research on the stability calculation of slopes with a toe-berm[D]. Nanjing: Nanjing University, 2015.
- [22] 吴志轩, 张大峰, 孔郁斐, 等. 基-填界面开挖台阶对顺坡填筑高边坡稳定性影响研究[J]. 工程力学, 2019, 36(12): 90-97.
- WU Zhixuan, ZHANG Dafeng, KONG Yufei, et al. Study on stability influence of high slope foundation-fill interfacial excavation steps[J]. Engineering Mechanics, 2019, 36(12): 90-97.