地表载荷与采动耦合作用下缓倾斜矿体采场失稳机制与稳定性控制*

罗立超[1],明建[2],王晓东[1],任建华[1],李美雪[2]

(1.额尔古纳诚诚矿业有限公司, 内蒙古 额尔古纳市 022250;
2.北京科技大学 资源与安全工程学院, 北京 100083)

摘要:针对地表载荷与采动耦合作用下缓倾斜矿体采场围岩稳定性控制及地表废石堆场安全问题,采用室内岩石力学试验测定关键岩层力学参数,结合基于数字图像相关技术(DIC)的物理相似模拟与三维数值模拟,系统研究了采场围岩在双重扰动下的破裂演化特征、应力场与位移场响应规律。试验结果表明,采动扰动引发围岩应力重分布,地表载荷叠加使废石堆场正下方采场顶板最大垂直位移增幅为12.86%,地表形成与采动卸压拱理论边界相符的沉降中心;采场顶底板及上端部围岩存在拉应力集中,压应力则集中于中段间顶底柱。充填开采通过削弱应力集中与变形传递,使中段间顶底柱压应力降低了61.67%、顶板拉应力下降10%~15%,有效缓解卸荷效应并提高采场-地表系统稳定性。工程现场监测验证了所采取的稳定性控制措施的有效性,为类似地表构筑物-采场耦合系统的安全开采提供了科学依据。

关键词:地下金属矿山;缓倾斜矿体;地表载荷与采动耦合作用;围岩变形规律;充填采矿

中图分类号:TD862 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)06-0093-10

Instability Mechanism and Stability Control of Gently Inclined Orebody Stopes Under Coupling Effect of Surface Load and Mining Disturbance

Luo Lichao[1], *Ming Jian*[2], *Wang Xiaodong*[1], *Ren Jianhua*[1], *Li Meixue*[2]

(1.Erguna Chengcheng Mining Co., Ltd., Erguna, Inner Mongolia 022250, China;
2.School of Resources and Safety Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

Abstract: Aiming at the stability control of surrounding rock in gently inclined orebody stopes and safety risks of surface waste dumps under the coupling effect of surface load and mining disturbance, mechanical parameters of key rock strata were measured via indoor rock mechanics tests. Combined with physical similarity simulation adopting Digital Image Correlation (DIC) technology and three-dimensional numerical simulation, fracture evolution features as well as response laws of stress and displacement fields of stope surrounding rock under dual disturbance were systematically analyzed. Test results show that mining disturbance induces stress redistribution in surrounding rock. Superimposed surface load increases the maximum vertical displacement of stope roof directly beneath the waste dump by 12.86%, and a subsidence center consistent with the theoretical boundary of mining pressure relief arch forms on the surface. Tensile stress concentrates in the roof, floor and upper surrounding rock of the stope, while compressive stress concentrates in inter-level roof and floor pillars. Backfill mining weakens stress concentration and deformation transmission, reducing the compressive stress on inter-level roof and floor pillars by 61.67% and roof tensile stress by 10%-15%. It effectively alleviates the unloading effect and improves the stability of stope-surface system. Field monitoring verifies the effectiveness of the adopted stability control measures, providing a scientific basis for safe mining of similar surface structure-stope coupling systems.

Key words: Underground metal mine, Gently inclined orebody, Coupling effect of surface load and mining disturbance, Deformation law of surrounding rock, Backfill mining

* **收稿日期**:2025-11-08
基金项目:国家自然科学基金资助项目(52374115)
作者简介:罗立超(1987—),男,陕西白水人,硕士,工程师,主要从事采矿工程与岩土工程研究。E-mail:luolichao_ccky@163.com
通信作者:明建(1979—),男,山东夏津人,博士,副研究员,主要从事采矿工程和岩土工程教学与研究工作。E-mail:mingjian@ustb.edu.cn

0 引言

缓倾斜矿体开采过程中,采动扰动与地表载荷共同作用引起的围岩应力重分布与失稳破坏问题,已成为矿山安全生产的重要研究方向。近年来,学者们围绕采场结构参数优化、充填开采、重复采动及覆岩控制等方面开展了系统研究,为揭示采动和地表载荷共同作用下采场围岩的变形规律和提出稳定性控制策略提供了理论与实践基础。

神东矿区的开采实践揭示了此类工程问题,地表 22 m 高排土场引发的附加载荷与井下采动应力形成耦合作用,致使巷道出现剧烈矿压。研究表明,堆土产生的垂直应力与上覆煤层遗留煤柱的高应力区在围岩处产生应力叠加是主要诱因,巷道变形与堆土厚度正相关,采用针对性超前补强支护方案后,围岩变形得到有效控制[1]。而在采场结构与回采参数方面,江飞飞等[2]通过破坏接近度指标分析发现,高分层回采与分层充填能显著减弱顶板及充填体的扰动破坏。张传宝等[3]研究了重复采动条件下爆破振动对人工矿柱的影响,指出“两侧推向中央”的回采顺序最有利于充填体稳定。在覆岩运动与强度退化方面,陈伟崇等[4]建立了覆岩强度劣化模型,揭示采高增加会加剧顶板塑性区扩展及提升超前支承压力峰值。康志鹏等[5]利用相似模拟发现关键层对裂隙发育具有抑制作用。朱卫兵[6]揭示了浅埋近距离煤层重复采动中关键层结构失稳与动载矿压机理,说明下部采动对上部关键层破坏具有显著影响。在地表稳定性控制方面,刘欣欣等[7]指出浅埋房柱式采空区煤柱在叠加载荷作用下易产生“多米诺式”失稳,提出散点式注浆充填方案以保障地表安全。郭文兵等[8]建立了载荷作用下采动覆岩结构力学模型,提出了结构滑落失稳判据,并成功应用于某矿地表工程。研究者应用相关理论推导并建立了多种开采沉陷模型和岩体移动计算方法[9-10],进而对采动引发的上覆岩层移动及地表动态沉陷现象进行了预测,提出了引入时间函数的预测方法[11-13]。还有学者提出了可动态描述采区上覆地表沉陷过程的时间函数模型[14-17]。

综上所述,采动与地表荷载的耦合作用是影响采场及地表系统稳定性的关键因素。通过合理优化采场结构参数、控制采高与保安矿柱高度,并结合充填体特性与地表荷载条件进行协同设计,可有效缓解采动和地表载荷引起的应力集中与围岩变形破坏,为复杂地表环境下缓倾斜矿体的安全高效开采提供理论与技术支撑。本文以某锌多金属矿为研究对象,其主矿体上方地表设有废石堆场,部分采场位于废石堆场正下方 75～100 m。为确保开采过程中的安全稳定,基于岩体力学理论,综合运用物理相似模拟与数值模拟方法,系统研究了地表荷载与采动耦合作用下缓倾斜矿体采场围岩的稳定性特征及控制机制,从而为开采方案优化与地表工程安全提供科学依据和技术支撑。本研究以浅埋金属矿为对象,采用数字散斑相关方法等前沿技术,突破了国内外同类研究多集中于煤矿的局限,为相关领域提供了新的研究方法与实证参考。

1 工程概况与采动响应特征

1.1 工程概况

该矿床为陆相次火山热液型锌多金属矿,主矿体呈似层状,总体走向 114°,总体倾向为 25°。南部近地表矿体倾角 0°～11°,向北延伸倾角逐渐变为 11°～25°。控制矿体长度 1 400 m,宽度 1 000 m,平均厚度 2.54 m,埋深 73～576 m。本开采阶段的采场布置于 410 m 中段至 610 m 中段。受地形地貌及工程布置等因素影响,主矿体采区上方设置有废石堆场,主要分布于标高 687～714 m 之间,部分采场位于废石堆场正下方。该矿采用房柱嗣后充填采矿法,开采过程对上覆岩层及地表稳定性具有一定扰动作用,因此需设置保安矿柱以确保废石堆场的稳定性和采掘作业的安全性。本文就地下开采对地表废石堆积安全性的影响进行了研究,以期在确保废石堆场安全稳定的前提下,提高矿山的经济效益和矿区地表的空间利用率。

1.2 采动沉陷模式与受力机制

不同类型的地下工程所引发的岩体直至地表位移具有不同的机制,也决定了地表沉陷的不同形态模式。为减少地表移动与变形量,采用一类控制岩层及地表移动变形的方法,即部分开采法。该方法采出空间称为矿房,留存矿体为矿柱,用以限制整个采区上覆岩层和地表的移动变形。本矿区属于矿体倾角缓、矿岩软弱破碎的深部矿体,其沉陷特征可采用倾斜成层介质中的单元盆地进行描述。开采诱发的下沉盆地各分层上的中心,均沿矿体倾斜方向平行偏移。由于本矿区矿体与相邻矿区矿体的物理力

学特征和赋存条件相近,仅近段围岩条件存在差异,因此可认为采用相同采矿方法时,本矿区应具有相似的沉陷机理。经计算确定:上盘岩体移动角取70°,下盘岩体移动角取70°,侧翼岩体移动角取75°。计算结果表明,局部废石堆场处于地下开采诱发的地表岩移范围内。

1.3 采场上方垮落带和裂隙带高度计算

垮落带、裂隙带和弯曲带概念常用于近水平或缓倾斜矿体开采过程中地表沉陷控制分析工作中,其高度计算对地表沉陷控制至关重要。根据主矿体倾角的特征,倾角按11°进行计算。对于缓倾斜的单一矿层或层间距较大的多矿层,各带高度的计算公式及参数如下。

垮落带是采空区上方岩层破碎垮落的区域,其计算公式[18]为:

$$H_m=\frac{M}{(K-1)\cos\alpha} \tag{1}$$

式中:H_m 为垮落带高度,m;M 为缓倾斜矿体真厚度,m;K 为岩层碎胀系数,中硬岩取1.2;α 为矿体倾角,(°)。

裂隙带是垮落带上方岩层产生裂隙但不完全垮落的区域。适用于该矿床中硬岩层的经验公式为:

$$H_l=\frac{100M}{1.6M+3.6}\pm5.6 \tag{2}$$

式中,H_l 为裂隙带高度。

弯曲带位于裂隙带上方至地表,岩层整体下沉但不产生明显裂隙。通常由开采深度减去垮落带和裂隙带高度得出。

通过计算可知,垮落带高度为12.93 m,裂隙带高度取其最大值38.72 m,裂隙带总高度为垮落带与裂隙带高度之和,为51.65 m。废石堆场地面与主矿体近地表采场顶部之间的距离为75~100 m,该数值大于理论计算得出的裂隙带总高度,因此废石堆场受到地下开采的采动扰动影响较小。

2 岩石力学性能试验

本研究通过室内试验测定矿岩的岩石力学参数,为井巷支护设计及数值模拟提供关键参数。试验主要包括单轴压缩试验和巴西劈裂试验,以测定岩石在缓慢、平衡变化过程中的抗压强度和抗拉强度等常规指标,试验数据也被用于评价岩体稳定性并优化支护方案。单轴压缩试验的矿岩类型和试件如图1所示。



(a)单轴压缩试验试件 (b)巴西劈裂试验试件

图1 矿岩类型和试件

Fig.1 Types and specimens of ore and rock

单轴压缩试验的试验结果如图2所示。

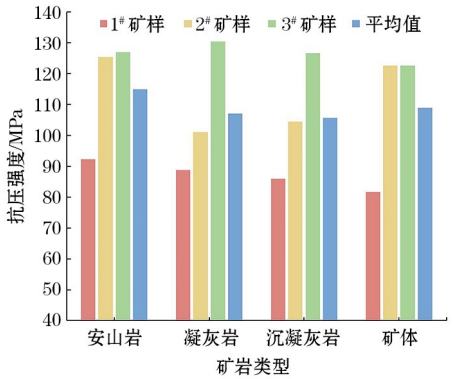


图2 单轴压缩试验结果

Fig.2 Uniaxial compression test results

由图2可知,安山岩、凝灰岩、沉凝灰岩和矿体的平均抗压强度分别为114.88 MPa、107.02 MPa、105.66 MPa和108.93 MPa。抗拉强度试验采用劈裂法,其基本原理源于圆盘对径压缩的弹性理论解[19]。试件破坏时作用在试件中心的最大拉应力采用下式计算:

$$\sigma_t=\frac{2P}{\pi Dh} \tag{3}$$

式中:σ_t 为抗拉强度,MPa;P 为试件破坏荷载,N;D 为试件直径,mm;h 为试件厚度,mm。抗拉强度试验的试验结果如图3所示。

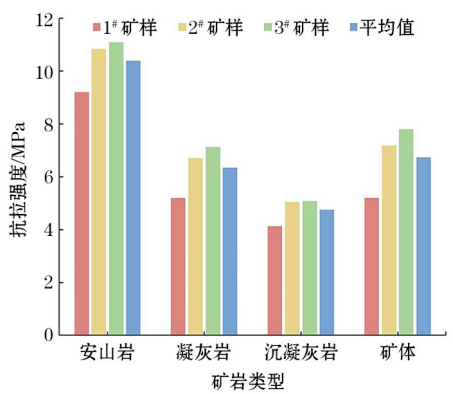


图3 抗拉强度试验结果

Fig.3 Tensile strength test results

由图 3 可知,安山岩、凝灰岩、沉凝灰岩和矿体的平均抗拉强度分别为 10.38 MPa、6.35 MPa、4.75 MPa 和 6.73 MPa。

3 荷载条件下采场稳定性物理模拟试验

3.1 相似模拟试验台架和相似比

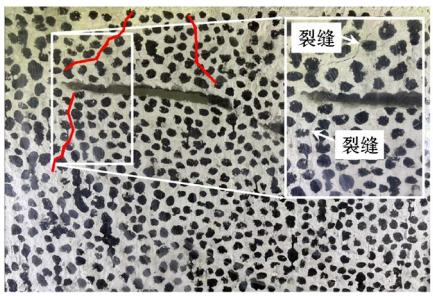
试验采用相似材料模拟加压试验架,模型箱体的高度和宽度均为 100 cm,深度为 40 cm。箱体前后面均可使用螺栓装配实木模板和透明有机玻璃观测板。填筑模型时,随着模型填筑高度的增加,从下至上依次拧紧模板直至模型填筑完毕。填筑过程中按设计在模型中布设压力传感器。待模型养护成型后,卸掉模型箱体前后的各块模板,以加快其干燥速度。在模型正面制作散斑,试验前在箱体前装上透明有机玻璃观测板,便于试验中观测设备采集散斑图像,以约束模型的前后移动[20]。

物理模型试验需满足试验相似条件,应满足模型与原型的几何相似和影响试验结果的主要物理量的物理相似。本试验模型采用河砂、石灰及石膏制成,选取几何相似比例常数为 100,容重相似常数为 1.672,由此可得应力相似常数为 167.2。试验先制作矿体开挖模拟预埋件,填筑过程中将该预埋件预埋至模型的相应位置,待模拟材料养护至设计强度后取出预埋件,形成模拟采空区。

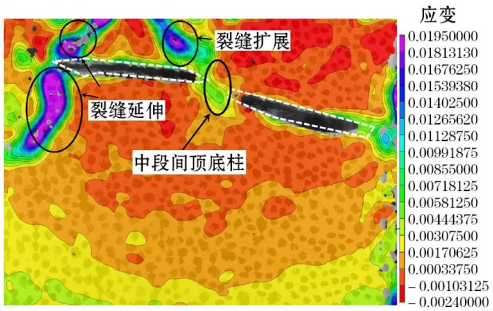
3.2 围岩变形破坏过程

为了模拟不同地表载荷和地压条件下采场围岩的变形破坏规律,试验架的千斤顶由 50 kPa 至 200 kPa 逐步对模型顶部施加压力。试验过程中,首先在 570 m 中段采场上端部的顶板上方区域开始出现细微裂缝;随着压力增大,裂缝不断扩大,并延伸至 570 m 中段采场上端部的底板下方区域和 570 m 中段采场下端部的顶板上方区域。继续对模型进行加载,采场开始产生较大变形,原有裂缝继续扩展。570 m 中段采场上端部顶板和底板的裂缝不断向上、向下延伸,570 m 中段采场下端部的顶板上方区域裂缝逐渐与采场连通,采场部分围岩开始出现破坏和剥落,如图 4(a)和图 4(b)所示。荷载继续增大后,570 m 中段采场顶板出现大面积剥落乃至坍塌,如图 4(c)和图 4(d)所示。

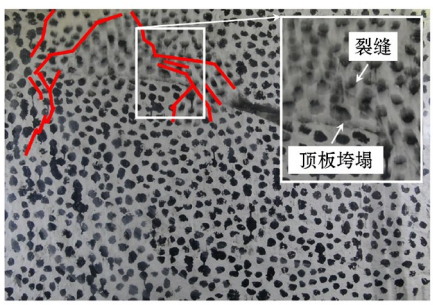
总体来讲,在顶部存在较大载荷的条件下进行 570 m 中段采场的采掘作业时,当采场与矿体上部及地面载荷间的岩体厚度较薄时,采掘作业易引起采场上下盘围岩、采空区底板及顶板等部位产生一系列失稳破坏现象。



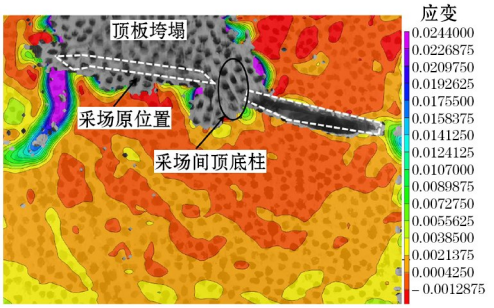
(a) 裂缝发育散斑图



(b) 裂缝发育应变云图



(c) 顶板垮塌散斑图



(d) 顶板垮塌应变云图

图 4 采场围岩中的裂缝分布

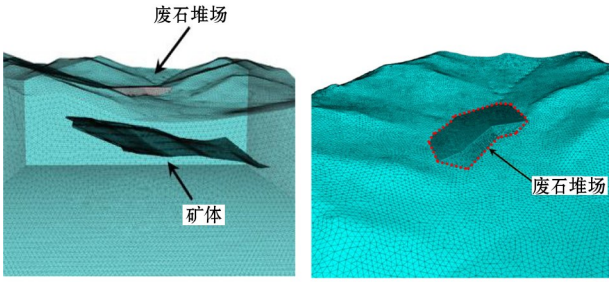
Fig.4 Crack distribution in stope surrounding rock

4 采场稳定性数值模拟试验

4.1 试验方案与模型建立

为分析由采动引起地表废石堆场的沉陷损害,对地表地形和矿岩体进行了三维仿真建模。模型中废石堆场和矿体空间位置俯视透视图如图 1 所示,废石堆场与 530 m 中段、570 m 中段的开采之间的

相互影响最为显著,而 490 m 中段的部分采场虽然位于废石堆场的下方,但是采场顶板与废石堆场底部间的垂距已接近 200 m,因此不作为此次数值模拟的主要研究对象。废石堆场和矿体模型如图 5 所示。



(a) 堆场和矿体的空间关系 (b) 模型俯视图

图 5 废石堆场和矿体模型

Fig.5 Waste dump and orebody model

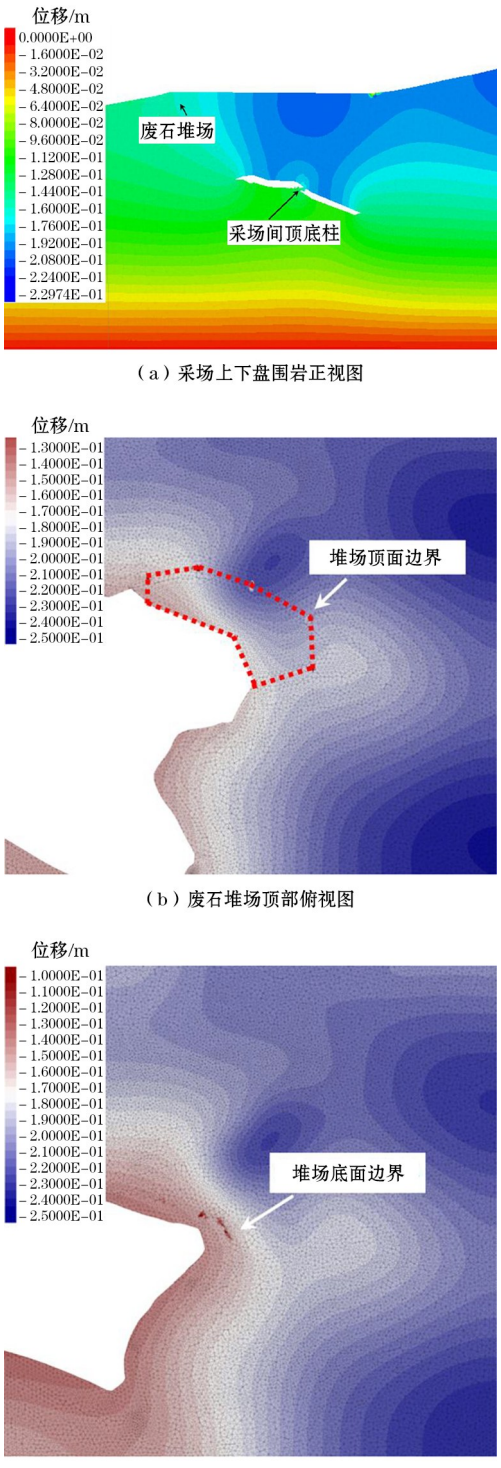
建立的三维数值模型综合考虑了矿体、围岩、地表及废石堆场的空间耦合关系,模型沿矿体倾向延伸 1 500 m,沿走向展布 1 150 m,垂向高度 530 m。采用 Mohr-Coulomb 模型进行力学表征,边界条件设定为:xz 平面施加 y 向位移约束、yz 平面施加 x 向位移约束,模型底部采用全固定约束,顶部为自由边界。基于室内力学试验数据,模型的物理力学参数取值如下:矿体、上盘岩体和下盘岩体的体积模量分别为 16.0 GPa、16.5 GPa 和 19.5 GPa,对应的黏聚力为 3.62 MPa、3.81 MPa 和 8.79 MPa,泊松比为 0.20、0.19 和 0.21,内摩擦角为 37.51°、38.09°和 48.73°。在参数赋值时,对上述参数进行了强度折减处理,以确保模型计算结果更符合现场工程实际。

4.2 模拟结果与分析

本研究选取对废石堆场稳定性影响最显著的 570 m 和 530 m 中段作为模拟开采范围,设置“无地表废石堆场”与“存在堆场”两种工况,以及“开采后充填”和“不充填”两种开采方案,对比分析不同条件下采动过程中应力场与位移场的演化特征。

4.2.1 采场围岩与堆场垂直位移分析

采场开采后,顶板垂直位移呈现出显著的时效性特征,并随时间推移持续发展。通过对比“无地表废石堆场”与“存在堆场”两种工况下的位移数据可知,在堆场正下方的 570 m 中段,采场顶板的最大垂直位移分别为 60.42 mm 和 68.19 mm。受地表载荷影响,顶板最大垂直位移增幅达 12.86%,表明地表废石堆场对采场顶板稳定性具有显著的不利影响。未充填工况下采场围岩和废石堆场垂直位移分布如图 6 所示。



(a) 采场上下盘围岩正视图

(b) 废石堆场顶部俯视图

(c) 废石堆场底部俯视图

图 6 未充填工况下采场围岩和废石堆场垂直位移分布

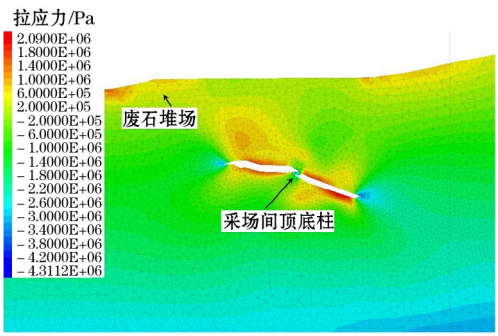
Fig.6 Vertical displacement distribution of stope surrounding rock and waste dump under unfilled conditions

由图 6(a)可知,采场围岩的最大垂直位移集中于采场中部顶板区域,且位移场具有明显的空间梯度特征,即垂直位移值随距开采矿体距离的减小而

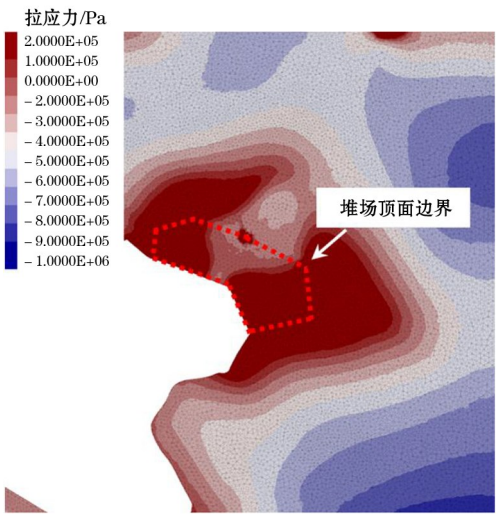
逐渐增大,此规律与覆岩“三带”理论预测的变形模式一致。进一步分析图 6(b)和图 6(c)可知,废石堆场正下方采场开采后,570 m 中段采区上方形成明显的地表位移中心,其最大垂直位移达 42.08 mm,该位置与地下开采产生的卸压拱边界理论位置吻合。在采场开采后及时实施充填的条件下,采场顶板与废石堆场的最大累计垂直位移分别降至 17.07 mm 和 11.73 mm,显著低于无充填条件下的位移值,地表位移中心不明显,最大沉降值降低了 72.12%。这表明及时有效的充填作业对覆岩变形传递具有良好的抑制与缓冲作用。

4.2.2 采场围岩与废石堆场拉应力分布

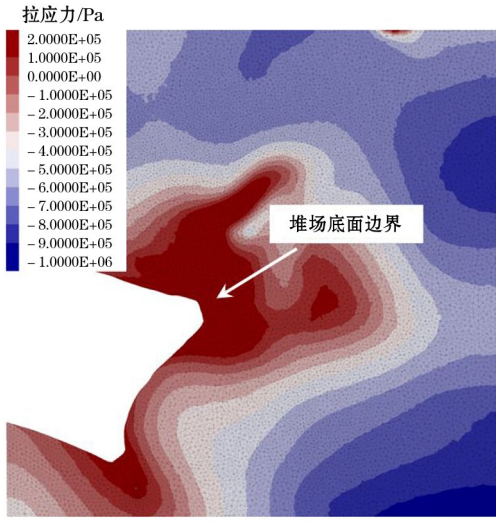
采场开采后,围岩应力场发生重分布,开挖诱发的卸荷效应导致顶板下沉与底板隆起,并在局部形成拉应力集中区。未充填工况下采场围岩和废石堆场拉应力分布如图 7 所示。由图 7(a)可知,570 m 中段采场顶板与底板的拉应力分别为 1.54 MPa 和 1.49 MPa;530 m 中段相应位置增至 1.64 MPa 和 2.13 MPa,呈现随埋深增加逐渐增大的规律,但均低于围岩的抗拉强度。



(a) 采场上下盘围岩正视图



(b) 废石堆场顶部俯视图



(c) 废石堆场底部俯视图

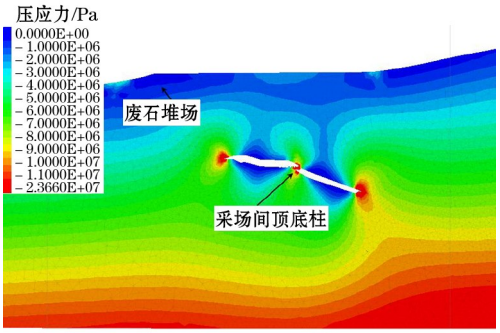
图 7 未充填工况下采场围岩和废石堆场拉应力分布

Fig.7 Tensile stress distribution of stope surrounding rock and waste dump under unfilled conditions

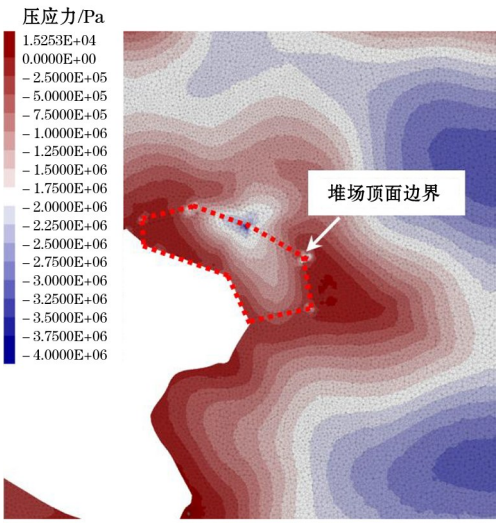
同时,在 570 m 中段采场上端部顶板上方的围岩中形成显著拉应力集中区,并沿倾向向采场下端部延伸,其空间分布特征与物理相似模拟中顶板破裂的演化规律一致。在采场开采后及时实施充填的条件下,570 m 中段顶板与底板的拉应力峰值分别降低至 1.31 MPa 和 0.47 MPa,530 m 中段相应位置为 1.58 MPa 和 1.83 MPa。与未充填状态相比,充填体有效削弱了拉应力集中,较未充填工况降低了 10%～15%,显著抑制卸荷引起的变形与应力传递。

4.2.3 采场围岩与废石堆场压应力分布

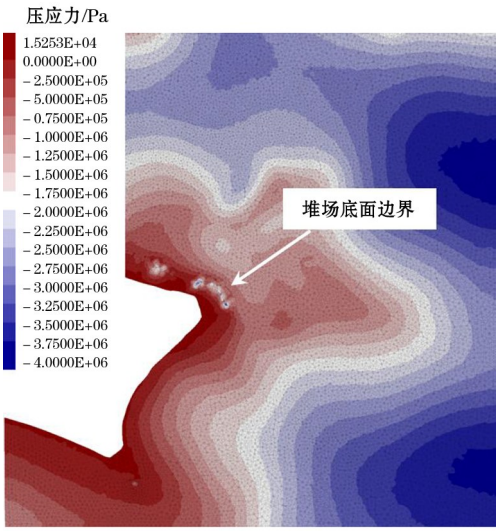
未充填工况下矿体开采后废石堆场压应力分布如图 8 所示。由图 8(a)可知,矿体开采后,530 m 中段采场与 570 m 中段采场之间的顶柱和底柱呈现压应力集中状态,且应力在上盘接触面附近形成显著集中,最大压应力值 23.66 MPa(为围岩单轴抗压强度均值的 20.6%～22.4%)出现于 530 m 中段和 570 m 中段间的顶底柱中部区域。但该应力水平低于岩石单轴抗压强度,表明采场围岩处于弹性稳定状态。由图 8(b)和图 8(c)可知,废石堆场底部的压应力分布特征表现为向中部区域集中,其峰值应力约为 0.96 MPa。根据应力分布分析结果,570 m 中段采场上方的废石堆场顶部和底部表现出显著的最小主应力集中现象,其中底部峰值应力达到 1.68 MPa。采场充填后,中段间的顶底柱内的最大压应力值降为 9.07 MPa,较未充填工况降低了 61.67%。



(a) 采场上下盘围岩正视图



(b) 废石堆场顶部俯视图



(c) 废石堆场底部俯视图

图 8 未充填工况下采场围岩和废石堆场压应力分布

Fig.8 Compressive stress distribution of stope surrounding rock and waste dump under unfilled conditions

对比分析显示,未充填状态下矿体回采引发的二次应力场影响半径较充填状态下显著增大。相较于充填状态下的采场,未充填状态下开采活动引发的应力重分布效应不仅导致采场围岩和废石堆场顶底部的压应力值显著提升,还使影响范围扩大。

5 稳定性判定和工程应用

5.1 地表构筑物稳定性判定及控制

废石堆场和采矿附属设施建筑属于Ⅱ类建(构)筑物,其允许变形控制值为:倾斜应变±6 mm/m(±6‰),水平应变±4 mm/m(±4‰)。废石堆场和采场的垂直位移如图 9 所示。

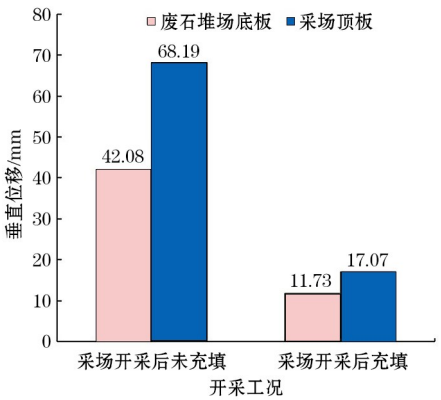


图 9 废石堆场和采场的垂直位移

Fig.9 Vertical displacements of waste dump and stope

由于模拟开采中未保留对 530 m 中段和 570 m 中段开采时矿房的点柱和间柱,因此沉降值较保留矿柱时偏大。根据位移模拟结果,对矿房开采后充填和不充填两种状态下废石堆场顶部和底部的应变进行计算,结果见表 1。

表 1 不同状态下废石堆场顶部和底部应变对比

Table 1 Comparison of strain at the top and bottom of waste dump under different conditions

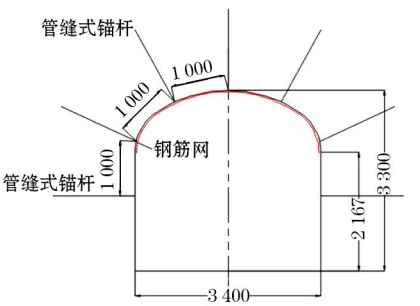
监测地点	矿房开采状态	倾斜应变/‰	水平应变/‰
废石堆场顶部	充填	0.086 27	0.034 65
	未充填	0.490 74	0.210 67
废石堆场底部	充填	0.105 68	0.006 48
	未充填	0.396 48	0.043 46

数值模拟分析表明,无论是开采后充填采场还是未充填采场状态下,开采引起的矿体围岩及地表变形指标均满足规范要求,废石堆场的最大倾斜应变和水平应变分别为 0.49‰和 0.43‰,均未超过地表应变极限。这说明开采活动未突破岩层移动的临界变形阈值,废石堆场能保持结构稳定性。基于研究成果,最终确定采用厚度为 75～100 m 的境界顶柱。

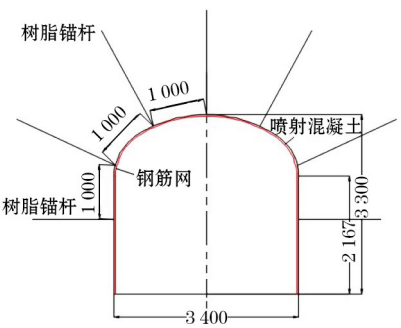
为有效防控井下开采与地表废石堆场之间的相互作用风险,建议构建集监测、分析与预警于一体的综合防控体系。首先,应在废石堆场平台及边坡等关键部位布设监测点,综合采用 GPS 测量、远程位移传感器与立体摄影测量等技术,实现对水平位移、垂直沉降及内部变形的自动化监测,并同步采集降雨量等环境参数。通过对多期监测数据的对比分析,获取各点位的三维位移矢量与沉降速率,揭示地表岩移规律,并据此对数值模拟结果进行校正与反演,明确采动影响下堆场-围岩系统的变形机制与潜在滑移边界。最终,基于监测数据与数值模拟结果,实现对滑坡与泥石流风险的实时预测,评估地下采动与地表变形之间的相互影响程度,判断其对地面及井下构筑物安全的威胁程度,为下向连续安全开采提供动态预警与决策依据。

5.2 井下支护建议

为了降低堆场对井下工程的影响,针对服役年限最长的脉内沿脉运输巷,根据不同围岩质量等级设计了相匹配的差异化支护方案,以提升其安全稳定性。脉内沿脉运输巷设计如图 10 所示。



(a) 围岩质量一般



(b) 围岩质量较差

图 10 脉内沿脉运输巷支护设计(单位:mm)

Fig.10 Support design of intra-vein along-vein haulage roadway (unit: mm)

由图 10(a)可知,围岩质量一般的脉内沿脉运输巷采用锚杆+钢筋网支护:顶板布置 5 根 Φ45 mm×1 500 mm 管缝式锚杆,间距 1.0 m,排距 1.2 m;侧帮每帮布置 1 根 Φ45 mm×1 500 mm 管缝式锚杆;在巷道顶部铺设钢筋网。由图 10(b)可知,围岩质量较差的脉内沿脉运输巷采用树脂锚杆+喷射混凝土+钢筋网支护:顶板布置 5 根 Φ20 mm×2 000 mm 树脂锚杆,间距和排距均为 1.0 m;侧帮每帮布置 1 根 Φ20 mm×2 000 mm 树脂锚杆;顶板和侧帮均喷设 70～100 mm 厚的混凝土。

5.3 工程应用

工程实践以某陆相次火山热液型锌多金属矿为研究对象,该矿床主矿体呈似层状展布,赋存条件稳定,具有代表性的缓倾斜矿体特征。控制矿体平均厚度为 2.54 m,埋深 73～576 m。主矿体采区上方存在废石堆场等地表载荷,部分采场位于废石堆场正下方。该矿采用房柱嗣后充填采矿法,开采过程对上覆岩层及地表稳定性具有一定扰动作用,因此需设置保安矿柱以确保采掘作业的安全性。工程实践中,脉内沿脉运输巷等主要巷道的支护作业步骤如图 11 所示。



(a) 钻孔　(b) 挂网

(c) 制浆　(d) 喷射混凝土

图 11 沿脉运输巷支护步骤

Fig.11 Support steps of along-vein haulage roadway

现场监测采用数显收敛计对采场电耙道和脉内沿脉运输巷进行了为期 240 d 的监测,测点布置于顶板中央及两帮距底板 1.5 m 高处。巷道收敛变形监测数据如图 12 所示。

数据显示,脉内沿脉运输巷的上盘侧帮壁和顶板的位移幅度分别在 3.0～4.2 mm 和 4.9～6.1 mm 之间,与同开采水平的相似巷道变形规律基本一致,

符合《采矿手册》中对于开挖后不同时期收敛速率的规定。这进一步印证了采用厚度为 75～100 m 境界顶柱,对废石堆场和采场稳定性无显著影响的结论。

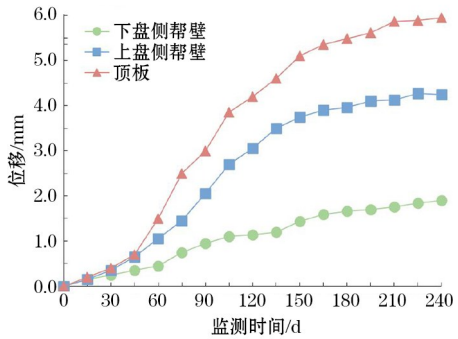


图 12 巷道收敛监测数据

Fig.12 Monitoring data of roadway convergence

6 结论

采用力学试验、基于数字图像相关技术(DIC)的物理相似模拟及三维数值模拟相结合的方法,系统研究了地表载荷与采动耦合作用下缓倾斜矿体采场围岩的灾变演化力学机制与稳定性控制规律,得出的主要结论如下。

(1) 地表载荷与采动耦合作用强化了采场围岩的渐进性破裂与应力重分布特征。基于数字图像相关技术的物理相似模拟分析表明,围岩破裂起于采场端部应力集中区,裂隙沿顶底板向上下盘扩展并贯通,呈典型的渐进性裂隙贯通演化模式。地表载荷与采动扰动的叠加加剧了应力集中与破裂扩展的非对称性。

(2) 数值模拟结果揭示了采动与地表载荷耦合作用引起的应力与变形演化规律。地表载荷叠加使堆场正下方顶板最大垂直位移增幅为 12.86%,地表形成与卸压拱边界相符的沉降中心。采场顶底板和上端部上方围岩中存在拉应力集中,其空间分布特征与物理相似模拟中顶板破裂的演化规律一致。压应力主要集中于中段间顶底柱中,最大值为 23.66 MPa,为围岩单轴抗压强度均值的 20.6%～22.4%,围岩仍处于安全稳定区间。充填开采显著削弱压应力集中与变形传递,使顶底柱压应力降低了 61.67%,顶板拉应力下降 10%～15%,有效缓解卸荷效应和地表载荷的影响,并提高了采场与地表的整体稳定性。根据试验结果,采空区充填能有效抑制地表及采场围岩变形,且充填体强度的提升对此类变形具有进一步的抑制作用。

(3) 基于物理相似模拟和数值模拟试验结果,针对采动及地表载荷对采场稳定性的影响,提出了采场地表协同防护建议与方案,并在工程现场实际应用。对采场电耙道和脉内沿脉运输巷围岩进行收敛监测,现场监测结果表明,脉内沿脉运输巷上盘侧帮壁和顶板的位移幅度分别在 3.0～4.2 mm 和 4.9～6.1 mm 之间,废石堆场的最大倾斜应变与水平应变分别为 0.49‰和 0.43‰,巷道与地表变形均在控制范围内,验证了该稳定性控制措施的有效性。

参考文献(References):

[1] 冯文明.露采排土场下浅埋深巷道围岩变形规律研究[D].徐州:中国矿业大学,2022.
Feng Wenming. Research on deformation law of surrounding rock of shallow buried deep roadway under open-pit mining waste dump[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology,2022.

[2] 江飞飞,盛佳,刘畅,等.不良充填体间隔下盘区二步骤采场回采稳定性分析[J].矿业研究与开发,2024,44(10):19-27.
Jiang Feifei, Sheng Jia, Liu Chang, et al. Stability analysis on panel secondary stopes mining separated by poor backfill [J].Mining Research and Development,2024,44(10):19-27.

[3] 张传宝,蔡来良,王巍,等.高强度重复开采覆岩与地表移动机理[J].金属矿山,2024(7):173-180.
Zhang Chuanbao, Cai Lailiang, Wang Wei, et al. Overburden and surface movement mechanism of high intensity repeated mining[J].Metal Mine,2024(7):173-180.

[4] 陈伟崇,黄晶柱,肖剑,等.不同采高下覆岩强度劣化模型及合理初采高度研究[J].矿业研究与开发,2025,45(9):27-35.
Chen Weichong, Huang Jingzhu, Xiao Jian, et al. Study on the degradation model of overlying rock strength under different mining heights and the reasonable initial mining height[J].Mining Research and Development,2025,45(9):27-35.

[5] 康志鹏,余国锋,罗勇,等.极近距煤层群重复采动覆岩破坏规律相似模拟试验研究[J].矿业研究与开发,2023,43(5):56-62.
Kang Zhipeng, Yu Guofeng, Luo Yong, et al. Study on overlaying rock failure law of repeated mining in extremely close coal seam group by similar simulation test[J].Mining Research and Development,2023,43(5):56-62.

[6] 朱卫兵.浅埋近距离煤层重复采动关键层结构失稳机理研究[J].煤炭学报,2011,36(6):1065-1066.
Zhu Weibing. Study on the instability mechanism of key strata structure in repeating mining of shallow close distance seams[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(6): 1065-1066.

[7] 刘欣欣,齐学元,耿俊俊.浅埋房柱式采空区煤柱稳定性及控制研究[J].采矿与岩层控制工程学报,2024,6(2):104-113.

Liu Xinxin, Qi Xueyuan, Geng Junjun. Stability and control of room-and-pillar mined-out area in shallow coal seam[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2024, 6(2):104-113.

[8] 郭文兵,杨伟强,马志宝,等.建筑载荷作用下采空区覆岩结构稳定性判据及应用[J].煤炭学报,2022,47(6):2207-2217.
Guo Wenbing, Yang Weiqiang, Ma Zhibao, et al. Stability criterion of overburden structure above goaf under building load and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2022,47(6):2207-2217.

[9] 郭麒麟,乔世范,刘宝琛.开采影响下的岩土体移动与变形规律[J].采矿与安全工程学报,2011,28(1):109-114.
Guo Qilin, Qiao Shifan, Liu Baochen. The movement and deformation of soil and rock mass resulted from mining activity[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011, 28(1):109-114.

[10] 顾伟,谭志祥,邓喀中.基于双重介质力学耦合相关的沉陷模型研究[J].采矿与安全工程学报,2013,30(4):589-594.
Gu Wei, Tan Zhixiang, Deng Kazhong. Study on subsidence model based on double-medium mechanics coupling[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(4): 589-594.

[11] 崔希民,缪协兴,赵英利.论地表移动过程的时间函数[J].煤炭学报,1999,24(5):453-456.
Cui Ximin, Miao Xiexing, Zhao Yingli. Discussion on the time function of time dependent surface movement[J]. Journal of China Coal Society, 1999, 24(5):453-456.

[12] 彭小沾,崔希民,臧永强,等.时间函数与地表动态移动变形规律[J].北京科技大学学报,2004,26(4):341-344.
Peng Xiaozhan, Cui Ximin, Zang Yongqiang, et al. Time function and prediction of progressive surface movements and deformations[J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2004, 26(4):341-344.

[13] 刘玉成,庄艳华.地下采矿引起的地表下沉的动态过程模型[J].岩土力学,2009,30(11):3406-3410+3416.
Liu Yucheng, Zhuang Yanhua. Model for dynamic process of ground surface subsidence due to underground mining[J]. Rock and Soil Mechanics, 2009, 30(11):3406-3410+3416.

[14] 王军保,刘新荣,刘小军.开采沉陷动态预测模型[J].煤炭学报,2015,40(3):516-521.
Wang Junbao, Liu Xinrong, Liu Xiaojun. Dynamic prediction model for mining subsidence[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(3):516-521.

[15] 朱广轶,徐征慧,解陈,等.老采空区地表残余移动变形影响函数研究[J].岩石力学与工程学报,2014,33(10):1962-1970.
Zhu Guangyi, Xu Zhenghui, Xie Chen, et al. Study of influence functions of surface residual movement and deformation above old goaf[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(10):1962-1970.

[16] 丛爱岩,成枢,刘春,等.时序分析法在岩层与地表移动中的应用[J].中国矿业大学学报,1999,28(2):159-161.
Cong Aiyan, Cheng Shu, Liu Chun, et al. Application of time series analysis to strata and ground movement[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1999, 28(2):159-161.

[17] 王正帅,邓喀中.采动区地表动态沉降预测的 Richards 模型[J].岩土力学,2001,32(6):1664-1668.
Wang Zhengshuai, Deng Kazhong. Richards model of surface dynamic subsidence prediction in mining area[J]. Rock and Soil Mechanics, 2001, 32(6):1664-1668.

[18] 李春意,崔希民,何荣,等.开采沉陷预计中三维空间曲面拟合参数的研究[J].采矿与安全工程学报,2011,28(3):420-424.
Li Chunyi, Cui Ximin, He Rong, et al. Research on fitting parameters of 3D surface in mining subsidence prediction[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011, 28(3): 420-424.

[19] 倪振原.采动范围内预留垂直矿柱上地表沉陷规律研究[D].北京:北京科技大学,2019.
Ni Zhenyuan. Research on surface subsidence regulation with reserved vertical pillars in mining area[D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing, 2019.

[20] 李建旺,冯仕文,周喻.隧道下穿采空区施工围岩灾变演化的力学机制[J].中南大学学报(自然科学版),2021,52(2):543-554.
Li Jianwang, Feng Shiwen, Zhou Yu. Mechanical mechanism of surrounding rock catastrophe evolution during construction of tunnel under goaf[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2021, 52(2): 543-554.