断层影响下阶段空场嗣后充填法开采地压规律研究

刘强[1,2],李亚楠[3,4],秦秀山[1,2],李逸豪[3,4],曹聪[1,2]

1.矿冶科技集团有限公司,北京 100160;
2.国家金属矿绿色开采国际联合研究中心,北京 100160;
3.紫金矿业集团股份有限公司,福建 上杭 364200;
4.山西紫金矿业有限公司,山西 繁峙 034300

摘 要:针对大直径深孔阶段空场嗣后充填法在断层影响下地压活动规律不明的问题,以山西紫金矿业斑岩矿段为工程背景,采用FLAC^{3D}数值模拟方法,基于Mohr-Coulomb准则构建包含矿体、断层、充填体和围岩的三维模型,系统模拟无断层区域与断层影响区域在不同回采阶段的应力、位移和塑性区演化特征。通过设置并与取消断层模型的模拟方案对比,引入位移相对增长率来定量界定断层影响范围。结果表明,无断层区域回采时,围岩最大剪应力为67.35 MPa,最大位移为19.26 cm,塑性区以剪切破坏为主,最大屈服体积为135×10^3 m^3;断层影响区域回采时,最大剪应力上升至100.75 MPa,最大位移增加至47.12 cm,塑性区最大屈服体积达226×10^3 m^3,剪切与拉伸破坏共存。基于位移相对增长率曲线,确定F_4断层最大影响距离为28.5 m。据此提出断层影响区内强化支护结构、优化采场结构参数和增加充填体强度等系统性控制措施,为断层条件下阶段空场嗣后充填法安全高效开采提供定量依据与工程路径。

关键词:阶段空场嗣后充填法;断层;岩体质量;地压规律;数值模拟

中图分类号:TD324 **文献标志码:**A **文章编号:**1005-2518(2026)04-0912-14 DOI:10.11872/j.issn.1005-2518.2026.04.300

引用格式:刘强,李亚楠,秦秀山,等.断层影响下阶段空场嗣后充填法开采地压规律研究[J].黄金科学技术,2026,34(4):912-925.LIU Qiang,LI Yanan,QIN Xiushan,et al.Study on Ground Pressure Behavior of Stage Open Stoping with Subsequent Backfilling Under Fault Influence[J].Gold Science and Technology,2026,34(4):912-925.

大直径深孔阶段空场嗣后充填法在国内外多个矿山得到了成功应用,主要适用于厚大、急倾斜矿体,通过大直径深孔爆破技术实现高阶段连续采矿,随后对形成的采空区进行系统性充填,兼顾高效开采与地压管理(李坚玲,2015;解联库等,2015;冯盼学等,2017;赵兴东等,2021;程兵等,2023)。在实际工程应用中,大规模断层增加了该采矿方法的实施难度。由于断层本身强度极低,破坏了岩体的连续性。当矿房开挖形成巨大空区后,采场顶板和侧帮会产生巨大的应力集中,高应力区与断层带相交或相邻,极易诱发断层活化,进而引发断层带岩体的剧烈破坏,从而严重威胁采场稳定性、充填体有效性乃至整个采区的地压安全(任红岗等,2017;李同鹏等,2022;龙翼等,2023)。

关于断层对矿山开采的影响,现有研究普遍采用以数值模拟为主、理论分析与现场实测为辅的方法(王宏伟等,2019;孙琪皓等,2020;Wu et al,2021;胡天寿等,2025;Wan et al,2025),系统研究了采动诱发断层滑移规律、应力演化特征及上覆岩层移动机制(孙星,2023;赵洪宝等,2025)。在岩层移动机制方面,断层对岩层移动具有明显切割与控制作用(Kong et al,2022;孙晓刚等,2024;孙朝燚

收稿日期:2025-10-17;**修订日期:**2026-03-25
基金项目:国家重点研发计划项目"爆破全过程应力—震动—块度同时空感知与诱导爆破调控技术"(编号:2024YFC2909502)资助
作者简介:刘强(1991—),男,山东济宁人,高级工程师,从事矿山岩石力学与地压监测研究工作。E-mail:liuqiang@bgrimm.com
© Editorial Department of *Gold Science and Technology* (CC BY-NC-ND)

等,2024;王积林,2024;周琳等,2024),其活化程度受矿体厚度、断层倾角及爆破扰动等因素主导,通过优化矿柱留设、充填开采及回采顺序,可有效控制断层附近地压,保障采场上覆岩层稳定。在巷道工程层面,通过数值模拟揭示了巷道与断层破碎带间距对围岩稳定性具有临界控制效应(Shan et al,2021;Liu et al,2025),断层破碎带的存在致使巷道围岩位移场和应力场呈非对称分布,进而诱发了塑性区的扩展(张宝一等,2021;梅成成等,2023;牛向东等,2023)。结合理论分析与现场实测,证实了采动与断层耦合作用下巷道易发生剪切滑移破坏,提出了联合支护与断面优化等综合控制技术(张向东等,2017;史红邈,2021;谭文兵等,2022;Sun et al,2023;王欢等,2023)。上述研究成果系统揭示了断层构造对矿山开采的应力演化、岩层移动及巷道稳定性的控制效应,并形成了以数值模拟为主的研究范式,但针对大直径深孔阶段空场嗣后充填法这一复杂采矿工艺,尤其是充填体—断层—矿体多元结构体在立体空间上的相互作用机制,现有研究尚显薄弱,鲜有研究能够系统构建包含断层、充填体和矿体的三维精细化模型,对断层扰动范围多依赖经验,难以适应复杂地质条件下安全高效开采的需求。

鉴于此,以山西紫金矿业有限公司斑岩矿段大直径深孔阶段空场嗣后充填法为工程背景,构建考虑矿体、断层和充填体交互作用的三维地质力学模型,系统模拟无断层区域与断层影响区域在不同回采阶段的应力、位移和塑性区演化特征,并引入位移相对增长率界定断层对采场稳定性的影响范围,提出断层影响范围及相关控制措施,为断层条件下大直径深孔阶段空场嗣后充填法的安全管控提供参考。

1 工程概况

山西紫金矿业有限公司斑岩矿段开采标高为610~950 m,井下设有950 m、890 m、830 m、770 m、710 m、660 m和610 m共7个中段,采用竖井+斜坡道开拓方式,采矿方法为大直径深孔阶段空场嗣后充填法,井下矿石和废石均采用无轨运输。按照矿山开采设计,矿山达产年将采用双中段开采,以满足生产能力要求。

斑岩矿床的岩性为块状坚硬—半坚硬岩类,岩体完整性较好,属于断层条件下低品位厚大矿体。图1为矿体与断层三维模型,矿体开采受F_4断层影响较大,该断层属于压扭性断裂,将矿体一分为二,断裂本身多为泥质角砾充填,该部分岩体质量较差,但断层两侧影响较为有限,斑岩矿床工程地质勘探类型为块状岩类中等类型。

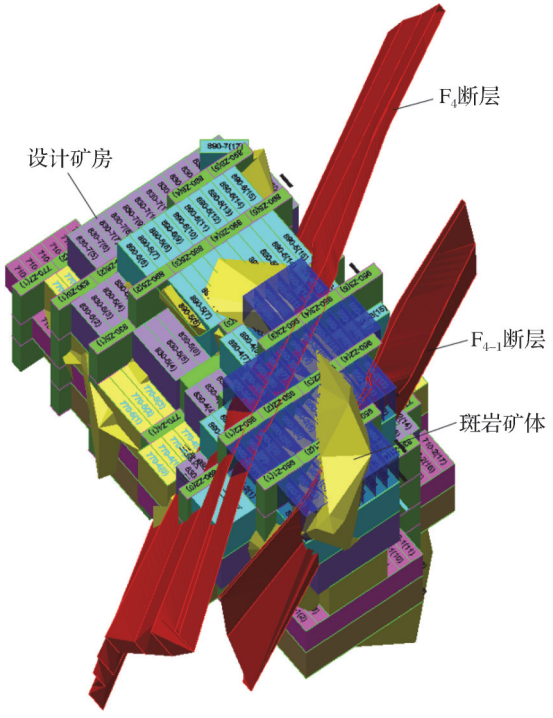


图1 矿体与断层三维模型

Fig. 1 3D model of orebody and fault

1.1 岩体质量

采用Barton岩体质量(Q)分类方法对斑岩矿段开采区域的石英斑岩岩组(矿体)和片麻岩组(围岩)2种典型工程地质岩组开展了工程岩体质量评价,获得表1中2种岩组的质量分级情况,作为地质强度指标*GSI*换算依据。石英斑岩岩组和片麻岩岩组的岩体质量*Q*值在不同开采水平略有不同,其平均值分别为8.81和7.78。其中,上部950 m、890 m和830 m中段石英斑岩岩组和片麻岩岩组的岩体质量平均值分别为11.17和9.29,岩体质量级别为一般至好;下部660 m和610 m中段石英斑岩岩组和片麻岩岩组的岩体质量平均值分别为5.28和5.51,岩体质量级别为一般,上部中段岩体质量优于下部中段。

表1 岩体质量Q值统计

Table 1 Statistics of rock mass quality Q-value

岩组	中段水平/m	RQD/%	节理组数J_n	节理粗糙度J_r	节理蚀变系数J_a	节理含水折减系数J_w	应力折减系数SRF	Q值
石英斑岩岩组	950	83.72	9	1	1	1	1	9.30
	890	89.89	6	1	1	1	1	14.98
	830	80.12	9	1	1	1	1	9.22
	660	84.46	12	1.5	2	1	1	5.28
	610	84.39	12	1.5	2	1	1	5.27
片麻岩岩组	950	79.19	9	1	1	1	1	8.80
	890	93.42	6	1	1	0.66	1	10.28
	830	79.14	9	1	1	1	1	8.79
	660	88.80	12	1.5	2	1	1	5.55
	610	87.51	12	1.5	2	1	1	5.47

1.2 岩体力学参数

根据上述2种典型工程地质岩组的岩体质量Q值，换算得到地质强度指标GSI，其换算关系为

$$GSI = 9\ln Q' + 44 \tag{1}$$

式中：Q'为节理含水折减系数J_w和应力折减系数SRF取值均为1时的岩体质量Q值。即：

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \tag{2}$$

式中：RQD为岩石质量指标；J_n为节理组数；J_r为节理粗糙度；J_a为节理蚀变系数。

采用RocData软件基于Hoek-Brown强度准则，通过地质强度指标GSI、完整岩石参数m_i和扰动因子D，计算出岩体的整体强度参数，进而等效为莫尔—库仑参数，获得典型岩体力学参数的建议值，计算结果见表2。

表2 岩体力学参数的建议值

Table 2 Suggested values of mechanical parameters of rock mass

岩组	σ_{ci}/MPa	GSI	m_i	D	E_i/GPa	黏聚力c_{rm}/MPa	内摩擦角φ_{rm}/(°)	抗拉强度/MPa	变形模量/GPa
石英斑岩	69.3	70	20	0.6	47.1	3.09	44.51	0.25	18.18
片麻岩	85.03	75	24	0.6	62.8	4.00	49.46	0.39	29.09

1.3 地压情况

斑岩矿段整体地压显现情况相对稳定，仅局部区域受到断层破碎带和节理裂隙的影响，存在一定的地压显现情况，包括局部巷道底鼓、围岩片帮、顶板下沉、锚网脱落和混凝土喷层开裂现象，典型地压破坏情况如图2所示。可将典型破坏情况划分为：①F_4及其分支断层影响区域岩体呈块状破坏；②巷道局部区域围岩层状节理发育破坏；③矿房内部矿柱呈片帮和层理破坏。

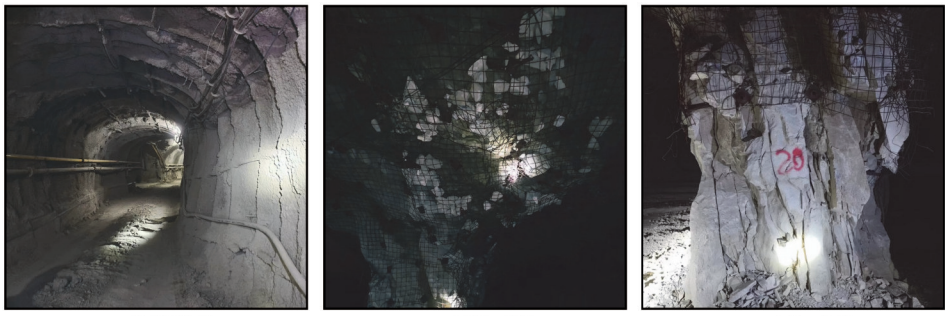
2 数值模型构建

2.1 数值模型建立

利用有限差分软件FLAC^{3D}建立如图3所示的数值计算模型，以标高为610~950 m的斑岩矿体作为研究对象，建立包含地表、矿体、断层、中段、盘区、矿房和矿柱的三维模型，模型底部高程为200 m，顶部高程为1 305 m，地质模型长度为1 590 m，宽度为960.4 m，最大高度为1 105 m。其中，F_4断层为区域性断层，延伸至地表面，F_{4-1}为局部断层，仅在矿体范围内。

岩体采用带抗拉强度的Mohr-Coulomb弹塑性本构模型，由传统的Mohr-Coulomb抗剪强度准则来描述材料的剪切屈服，由抗拉屈服准则来描述材料的拉伸屈服。在模型底部约束Z方向位移，在模型的4个竖直边界面约束其法向位移，除顶部地表之外，其他面均设置法向速度为0，即为法向位移约束边界。

根据矿山实测数据设置初始地应力，最大主应



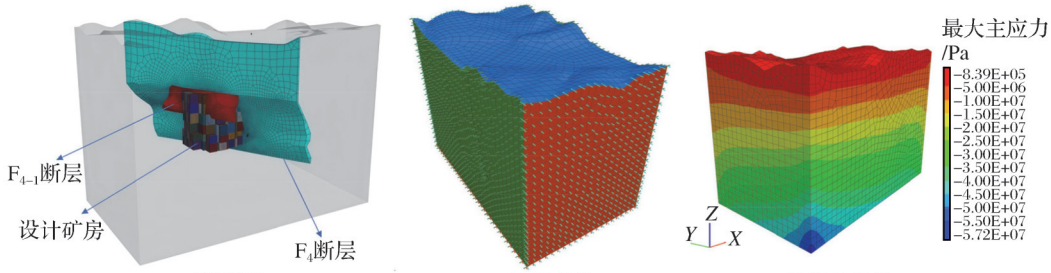
(a) 巷道底鼓　(b) 顶板下沉　(c) 矿柱开裂

图2　典型地压破坏情况

Fig. 2　Typical ground pressure damage situation

力方向以近NE-SW向为主,倾角近水平方向,最大水平地应力为垂直应力的1.40~1.47倍。首先采用弹性参数计算地应力,再换用不同弹性参数获取弹性状态应力;随后改为弹塑性模型,添加强度参数计算;最后施加实测地应力,依据大主应力方向,利用张量转换公式求取X、Y、Z方向应力及梯度,通过zone initialize stress更新,经弹塑性分析获得最终地应力场。

采用等效连续介质方法模拟断层破碎带时,依据现有研究成果,赋予该区域远低于完整围岩的力学参数,以此确定断层带等效内摩擦角和黏聚力,从而宏观表征其强度弱化和易于变形的特性。该方法在保证计算效率的前提下,能够有效反映断层对区域应力场和变形场的控制作用,但无法精确模拟沿断层面的剪切滑移和张开闭合等不连续变形行为。岩层、断层带和充填体的物理力学参数见表3,其中充填体物理力学参数由以往试验成果获得。岩体、断层和充填体统一采用Mohr-Coulomb模型,这是工程尺度模拟的通用做法,在保证计算效率的同时能够有效揭示断层对区域应力场的宏观控制效应,虽无法精细刻画断层面滑移,但等效连续化处理足以支撑工程尺度下的稳定性分析与评价。



(a) 三维模型　(b) 边界条件　(c) 地应力条件

图3　数值计算模型

Fig. 3　Numerical calculation model

表3　岩层物理力学参数

Table 3　Physical and mechanical parameters of rock layer

岩性	容重/(kN·m^{-3})	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)
石英斑岩	25.40	10.45	7.51	0.25	3.09	44.51
片麻岩	27.50	15.59	12.23	0.39	4.0	49.46
断层	17.56	0.85	0.33	0.12	0.14	25.13
顶、底部充填体	17.35	0.25	0.14	0.14	0.33	30.11
中部充填体	16.23	0.93	0.05	0.07	0.21	25.68

2.2 矿房回采方案设计

根据矿山设计，达产年采用双中段开采，结合矿山采掘现状，排列出斑岩矿段整体开采顺序，基本原则为双采中段同时回采，盘区间间隔回采，盘区内隔三采一，F_4和F_{4-1}断层影响区最后回采，开展矿区整体回采过程数值模拟。例如：首先同时回采770 m中段二盘5、9、13矿房和710 m中段四盘7、11矿房，然后同时回采770 m中段二盘7、11矿房和710 m中段四盘5、9、13矿房，后续沿用此顺序接续。

整个回采过程划分为2个阶段：第一阶段第1~30步模拟无断层区域矿房回采，揭露F_4断层的矿房均不回采，研究地压活动规律，分析应力变化特征及变形破坏规律，获得回采过程应力集中区域与顶板破坏特征；第二阶段第1~22步模拟所有揭露F_4断层矿房回采时的地压活动规律，重点关注回采过程中断层对围岩稳定性的影响，获得不同阶段应力、位移和塑性区的变化特征。

3 数值模拟结果分析

3.1 无断层区域回采数值模拟结果分析

（1）应力变化特征分析

前期回采区域尽量避开断层，无断层区域回采最大剪应力和拉应力（最小主应力）变化如图4所示。最大剪应力为67.35 MPa，随着矿房的开采在初始阶段快速上升，围岩发生局部屈服，整体应力场进入准静态调整阶段；最大拉应力为0.56 MPa，开采边缘部分区域进入拉伸屈服状态。开采过程中最小主应力和最大剪应力分布规律如图5所示。随着矿房的开挖，矿房周边岩体最小主应力为正，意味着岩体进入受拉状态，最大剪应力发生在矿房的边缘。

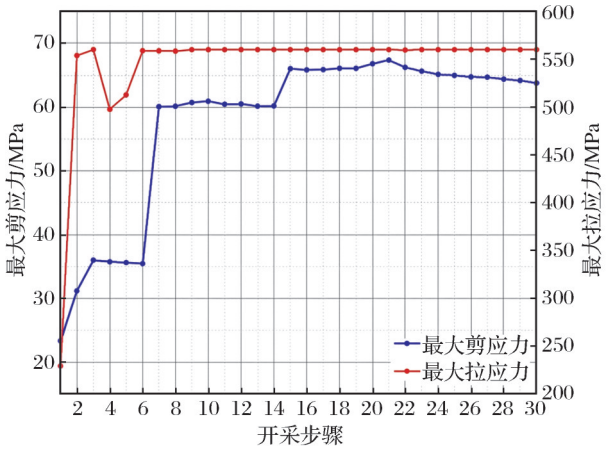
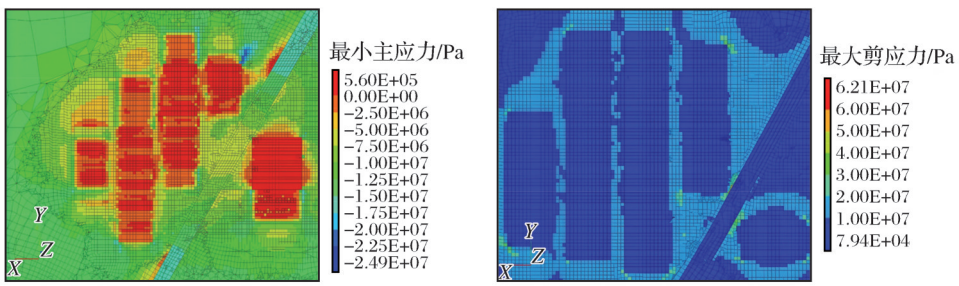


图4 无断层区域开采应力变化

Fig. 4 Mining-induced stress changes in fault-free area



(a) 第30步岩体最小主应力　(b) 第30步岩体最大剪应力

图5 无断层区域开采应力分布云图

Fig. 5 Mining-induced stress distribution nephogram in fault-free area

（2）位移变化特征分析

无断层区域开采过程中合位移的变化如图6所示，随着矿房的开采，最大位移在初始阶段快速上升，第4~20步最大位移为14~15 cm，相对变化不大，从第21步开始最大位移逐步上升，最大位移量达到19.26 cm。开采过程中位移分布规律如图7所示，最大合位移发生在Z=824 m高程处，位于中部已开采矿房上。Z方向位移最大变形为7.38 cm，水平方向变形表现为指向矿房内部的收缩变形，X方向位移最大变形为17.11 cm，Y方向位移最大变形为13.52 cm。

（3）塑性破坏区域分析

无断层区域塑性破坏变化与分布情况如图8和图9所示，详细揭示了矿体开挖后开采区域附近岩体塑性区的分布规律。塑性区破坏从开采第1步至第15步缓慢增长，第16~24步达到最大屈服体

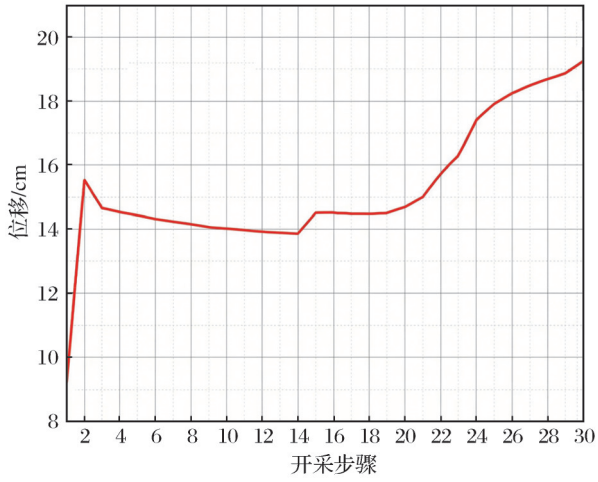


图6　无断层区域开采位移变化

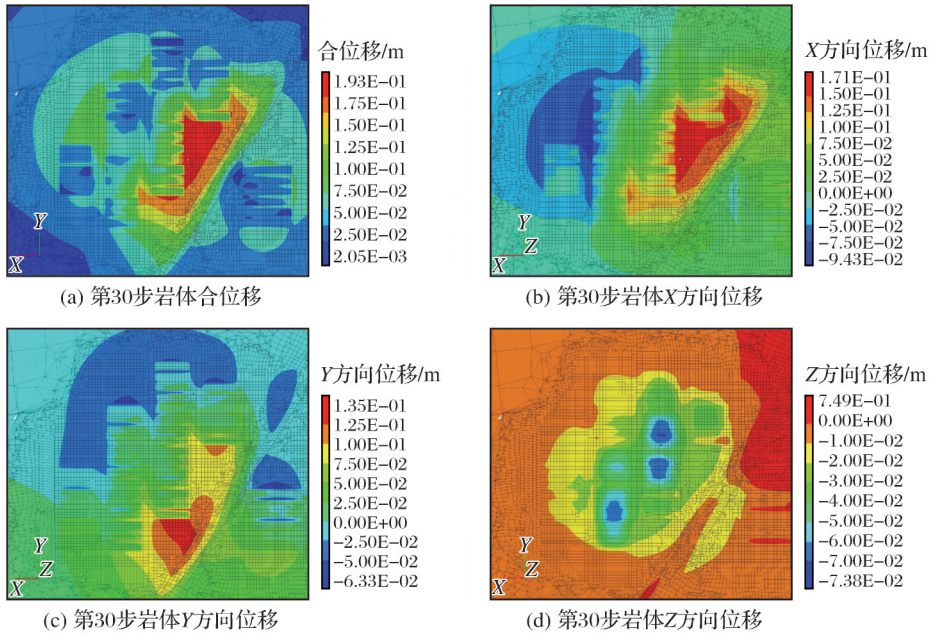
Fig. 6　Mining-induced displacement changes in fault-free area

积,随后小幅减少至最终值。塑性破坏由剪切破坏构成,主要集中在开挖处区域,第24步产生的最大屈服体积为$135\times10^3\ m^3$。整个过程中塑性区破坏初始变化量较小,集中在回采区右侧,然后产生拉伸破坏集中在开采区左侧,最终塑性破坏分散在回采区两侧,且拉伸破坏集中在回采区中部。

(4)地压活动规律分析

采用大直径深孔阶段空场嗣后充填法开采斑岩矿体时,矿体围岩的稳定性是关键。在未进行充填之前,采空区靠自身稳定维持平衡。此时,采空区顶部岩体由于跨度较大,主要受拉应力作用,在围岩不稳固的情况下,顶部岩体出现冒落,直到新的应力平衡,冒落形态一般呈拱形。直立矿壁一侧临近采空区,顶部应力传到矿壁上,导致矿壁发生片帮剥落,严重时引起矿壁向采空区移动。

由数值模拟计算结果分析可知,矿体被采出造成采空区周边岩体应力重新分布,使周围岩体受力状态不同,产生的应力屈服也不同。采空区顶部岩体主要处于拉应力作用状态,岩体位移量大;各分段盘区联络巷道周围塑性屈服区域较多,临近采空区一侧的巷道壁岩体受拉明显,另一侧巷道壁岩体受剪切作用明显;不同位置阶段巷道屈服区域范围不同,阶段中部巷道塑性区域较大,稳定性最差,最容易发生破坏。



(a) 第30步岩体合位移　(b) 第30步岩体X方向位移

(c) 第30步岩体Y方向位移　(d) 第30步岩体Z方向位移

图7　无断层区域开采位移分布云图

Fig. 7　Mining-induced displacement distribution nephogram in fault-free area

3.2　断层区域回采数值模拟结果分析

(1)应力变化特征分析

断层影响区域矿房回采过程,最大剪应力和拉应力(最小主应力)变化如图10所示,断层区域最大剪应力呈"下降—低稳—剧升—高平"4个演化阶段:初始应力向断层两侧较完整岩体转移,导致监测点剪

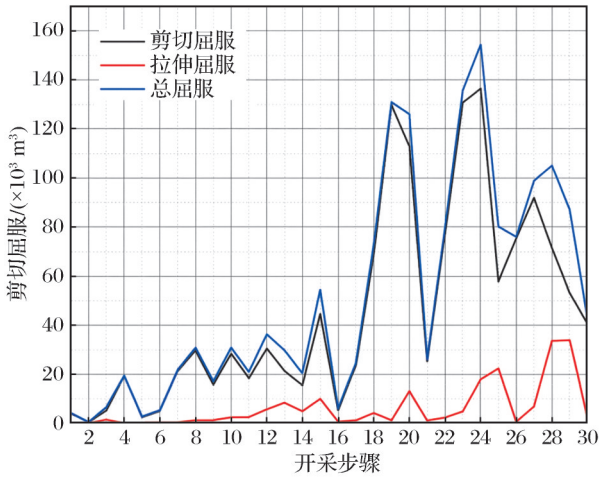


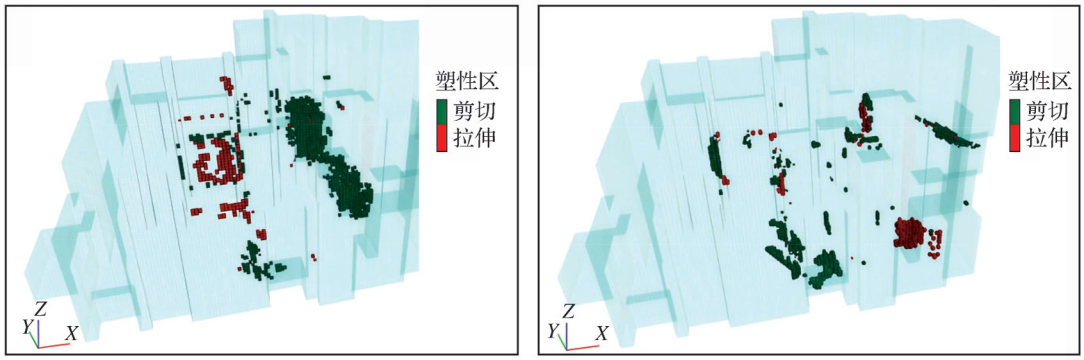
图8 无断层区域塑性破坏变化

Fig. 8 Plastic failure changes in fault-free area

应力略有下降；揭露断层时剪应力骤降21%，此时为断层活化前兆；随后处于低值平稳阶段，断层出现滑移；最终达到最大值(100.75 MPa)，剪应力被断层残余强度控制，形成“围岩—充填体—断层”协同承载结构。随着矿房的开采，最大拉应力呈现明显的波动上升趋势，最大拉应力为3.58 MPa。在矿区开采过程中，最小主应力和最大剪应力分布如图11所示，随着矿房的开挖，沿着断层走向两侧岩体最小主应力为正，意味着岩体进入受拉状态。最大剪应力区域出现在矿房边缘，区域岩体连续性被断层切断。

(2)位移变化特征分析

断层区域开采过程中的合位移变化如图12所示，最大位移量随矿房开采逐渐上升，第3~11步最大位移量持续增大至52.48 cm，从第12步开始最大位移量缓慢下降，塑性区充分发展，高应力向采场远端和未开采矿体深部迁移，最终最大位移量稳定在47.12 cm。断层区域开采过程中的位移分布规律如图13所示，Z方向位移最大变形为7.53 cm，X方向位移变形表现为指向矿房内部的收缩变形，X方向位移最大变形为15.02 cm，Y方向位移变形表现为指向矿房外部的扩张变形，Y方向位移最大变形为47.63 cm。



(a) 第20步塑性区分布　(b) 第30步塑性区分布

图9 无断层区域塑性破坏分布云图

Fig. 9 Distribution of plastic failure nephogram in fault-free area

(3)塑性破坏区域分析

断层区域塑性破坏变化与分布情况如图14和图15所示，详细揭示了矿体开挖后断层区域附近岩体塑性区的分布规律。塑性区破坏从开采第1步至第18步逐步增长，达到最大屈服体积226×10^3 m^3，随后小幅减少至最终值。塑性区破坏主要集中在830~950 m中段断层区域，分散在断层两侧，剪切屈服与拉伸区域的体积相近。

(4)断层影响范围分析方法

为了分析断层区域的影响，选取采场连续推进至F_4断层附近的区域作为研究对象，此时开采扰动已充分传播，位移场趋于相对稳定，能够清晰地反映出断层对位移分布的扰动效应。保持模型中断层的空间位置、厚度和网格划分完全不变，通过将断层力学参数修改为岩体力学参数，得到设置和取消F_4断层2种模型，对比分析同一区域在有无断层影响时的最小主应力、最大剪应力、位移和塑性区，从而确定该开采阶段断层影响的距离。如图16所示，选择840 m水平截面典型区域，以开挖第10步作为典型开采步，该阶段已开采区域围岩发生大面

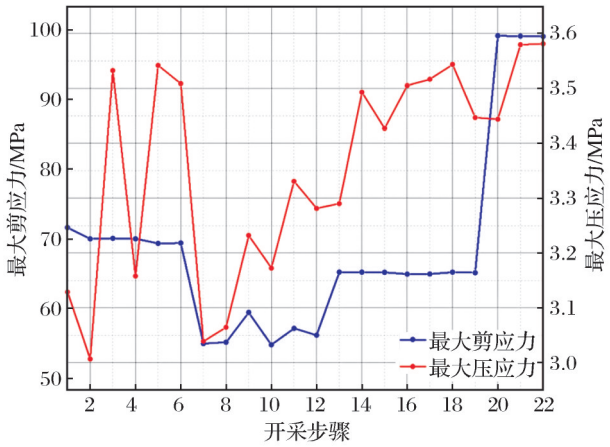


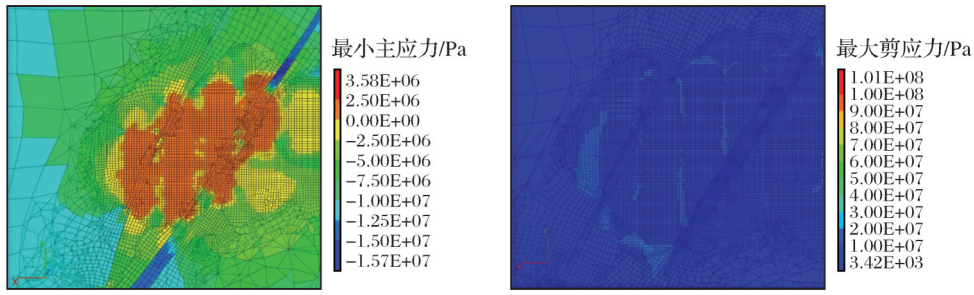
图10　断层区域开采应力变化

Fig. 10　Mining-induced stress changes in fault area

积屈服,整体应力场与位移场具有代表性,通过设置和取消F_4断层得到2种模拟结果。

由图16可以看出,2种情况下最小主应力分布与最大剪应力分布区域大体相同,设置和取消断层时最小主应力峰值分别为0.19 MPa和0.11 MPa,设置和取消断层时开挖引起的最大剪应力峰值为23.03 MPa和24.66 MPa,整体来看数值相差不大。在位移变化方面,设置断层时开挖引起的最大位移为12.13 cm,取消断层时开挖引起的最大位移为8.41 cm,断层的存在使得开挖引起的位移峰值显著提高,且位移峰值区域面积大幅扩展。同时,断层在一定程度上影响塑性区空间分布。

为了定量表征该开采阶段F_4断层对矿房变形的影响,统计典型矿房最大位移值与对应位置到F_4断层的距离,并统计该位置在取消断层影响时对应的位移值。然后,以取消断层时位移值为基准,计算设置断层时的相对增长率,具体统计结果见表4。



(a) 第22步岩体最小主应力　　(b) 第22步岩体最大剪应力

图11　断层区域开采应力分布云图

Fig. 11　Mining-induced stress distribution nephogram in fault area

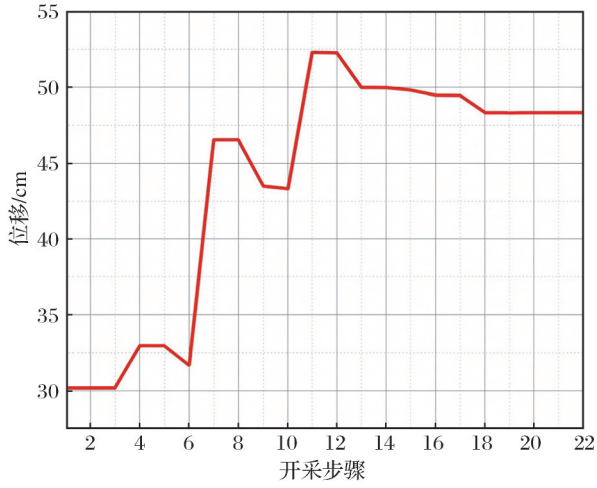


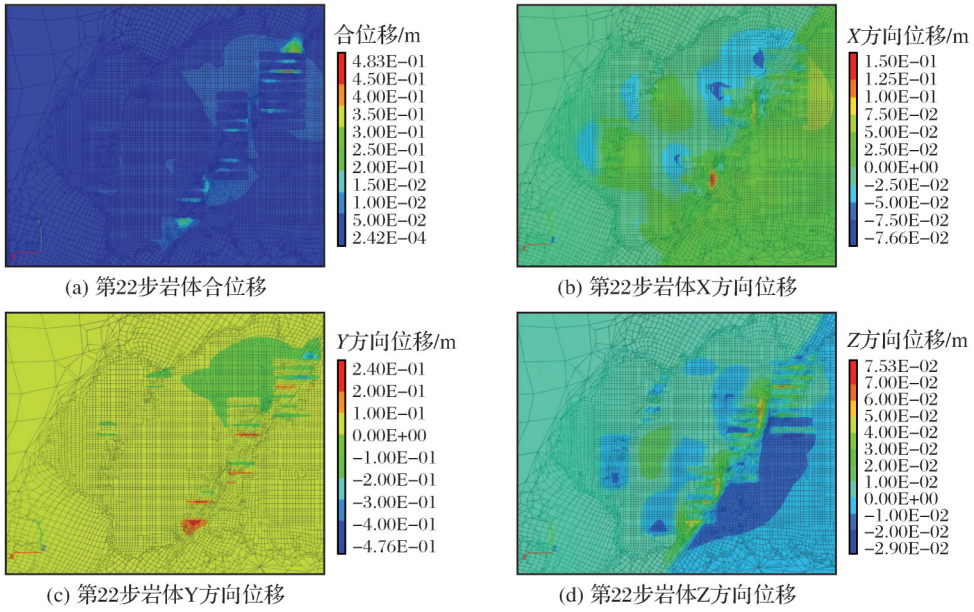
图12　断层区域开采位移变化

Fig. 12　Mining-induced displacement changes in fault area

图17所示为典型矿房的位移相对增长率与对应位置到F_4断层距离之间的关系。根据计算结果,结合矿山现场F_4断层附近已开挖区域地下显现情况,取100%变化率作为基准值,将其对应距离认定为F_4断层影响距离,该距离以内的范围认定为F_4断层影响区,得到一步骤回采阶段F_4断层最大影响距离为28.5 m。本方法适用于采场连续推进至F_4断层附近的阶段,能够定量表征F_4断层的影响范围,所选取的变化率基准值可根据现场已开挖区域地压显现情况进行调整。

4　断层影响区地压控制措施

针对计算得出的断层影响范围,可提前采取系统性地压控制措施,通过强化支护结构、优化采场



(a) 第22步岩体合位移　(b) 第22步岩体X方向位移

(c) 第22步岩体Y方向位移　(d) 第22步岩体Z方向位移

图13　断层区域开采应力分布云图

Fig. 13　Mining-induced displacement distribution nephogram in fault area

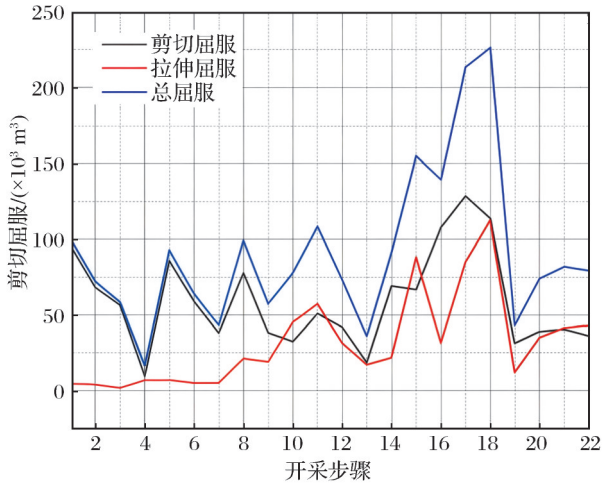


图14　断层区域塑性破坏变化

Fig. 14　Plastic failure changes in fault area

结构参数和增加充填体强度3个方面来实现。

(1)强化断层影响范围内支护结构。针对断层影响范围内的巷道、硐室等永久工程,可采用U型钢拱架或连体钢拱架支护形式,提高支护强度。通过配套使用锚杆与金属网片,提高围岩强度和完整性,增加围岩自承能力,采用密集支架及横撑连接,进行整体喷平、封闭,能够有效保证垮冒区巷道和充填体下人工巷道的稳定。

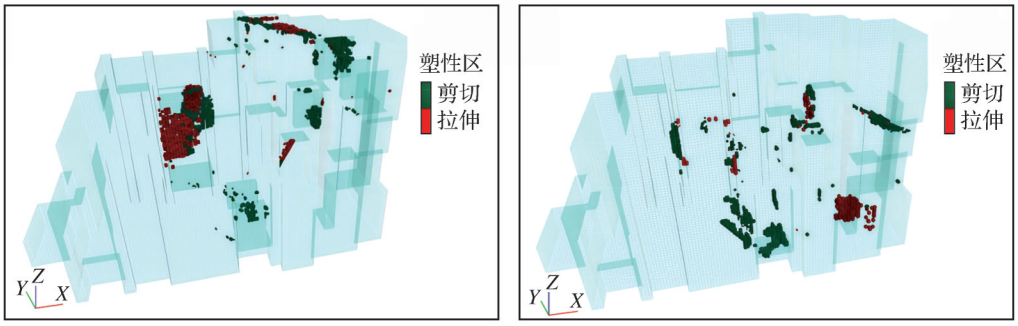
(2)优化断层影响区内采场结构参数。在断层影响范围内合理缩减采场跨度,减小顶板暴露面积和应力集中程度,从源头上抑制围岩变形破坏。根据断层产状、破碎带宽度、岩体质量及地应力等具体条件,通过数值模拟软件构建三维模型,动态分析不同跨度下位移场、塑性区及安全系数演化规律,结合现场地压情况综合确定最优参数。

(3)增加断层影响范围内充填体强度。及时充填可迅速抑制围岩变形,将原本由围岩承担的高应力部分转移至充填体,实现应力重分布与能量的有序释放。同时,高强度充填体可约束断层活化,增强采场整体刚度,结合采充平衡管理,实现断层区围岩—充填体协同承载。

5　结论

选择山西紫金矿业有限公司斑岩矿段区域作为工程背景,采用三维数值仿真软件模拟矿山回采过程,分析断层作用下回采过程的应力变化、位移变化和塑性区破坏区域分布特征,从而提出断层影响范围,得出如下主要结论:

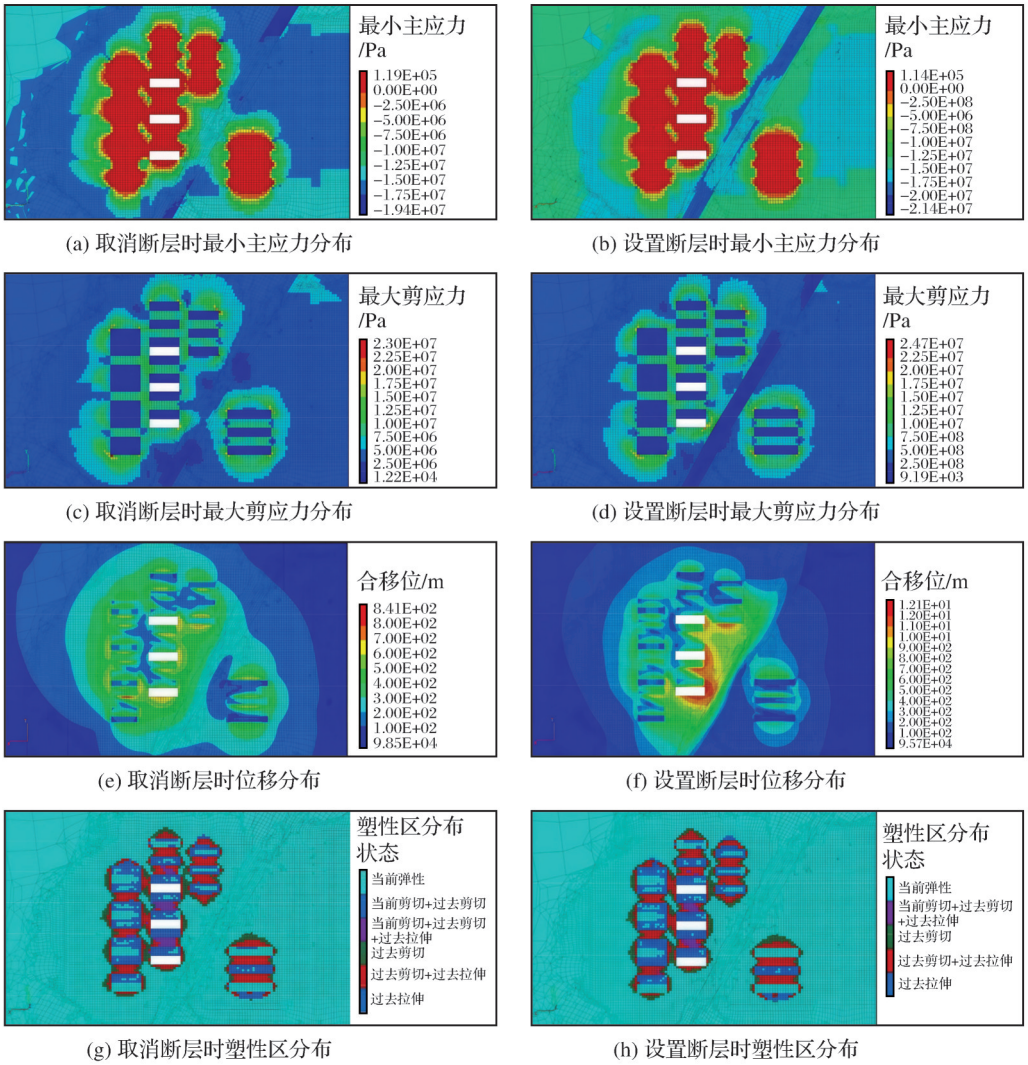
(1)无断层区域开采过程模拟表明,整体上围岩位移的变化范围较小,屈服状态以剪切屈服为主。采空区顶部岩体主要处于拉应力作用状态,岩体位移量大;各分段盘区联络巷道周围塑性屈服区



(a) 第11步塑性区分布　　(b) 第22步塑性区分布

图15　断层区域塑性破坏分布云图

Fig. 15　Distribution of plastic failure nephogram in fault area



(a) 取消断层时最小主应力分布　　(b) 设置断层时最小主应力分布

(c) 取消断层时最大剪应力分布　　(d) 设置断层时最大剪应力分布

(e) 取消断层时位移分布　　(f) 设置断层时位移分布

(g) 取消断层时塑性区分布　　(h) 设置断层时塑性区分布

图16　断层影响对比分析

Fig. 16　Comparative analysis of fault influence

域较多,临近采空区一侧的巷道壁岩体受拉明显,另一侧巷道壁岩体受剪切作用明显;不同位置阶段巷道屈服区域范围不同,阶段中部巷道塑性区域较大,稳定性最差,最容易发生破坏。

表4 最大位移与对应位置到F_4断层的距离统计

Table 4 Statistics of maximum displacement and the distance from the corresponding position to the F_4 fault

到F_4断层的距离/m	位移/cm		位移相对增长率/%
	设置断层	取消断层	
12.19	10.51	4.2	150.24
18.85	11.88	5.45	117.98
41.24	10.81	6.21	74.07
73.02	10.07	6.62	52.11

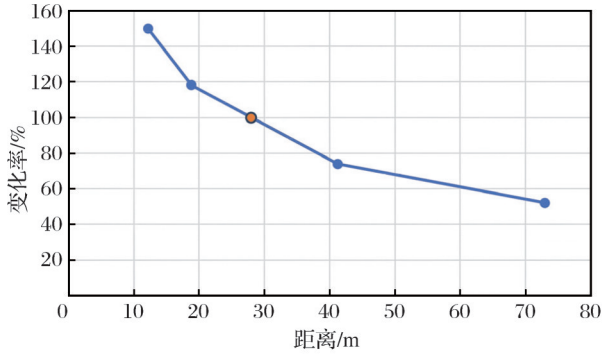


图17 相对位移增长率与相应位置到F_4断层距离关系

Fig. 17 Relationship between relative displacement growth rate and distance from the corresponding position to the F_4 fault

(2)有断层区域开采过程模拟表明,最大剪应力发生在矿房的边缘,有比较明显的应力集中,围岩位移量与范围明显增大。在F_4断层影响下塑性区体积显著增大,塑性区剪切屈服和拉伸区域的体积相近。

(3)通过修改断层力学参数,得到有无F_4断层的2种模型,对比分析同一区域在有无断层影响时的最小主应力、最大剪应力、位移和塑性区,得到F_4断层最大影响距离,该方法适用于采场连续推进至F_4断层附近的阶段。在F_4断层影响区域需要采用必要的加固和支护措施,并保证采场结构参数和充填体强度,以提高开采的安全性。

参考文献(References):

Kong P, Yuan A Y, Liu Y Q, et al, 2022. Study on fault slip dynamic response and rock burst potential under the influence of different horizontal stresses [J]. Geomatics, Natural Hazards and Risk, 13(1): 1321-1341.

Liu H T, Zhang R G, Han Z J, et al, 2025. Asymmetric deformation and stability control of the roof plate of a return mining roadway through a normal fault [J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 58(2): 2165-2183.

Shan R L, Li Z L, Wang C H, et al, 2021. Research on the mechanism of asymmetric deformation and stability control of near-fault roadway under the influence of mining [J]. Engineering Failure Analysis, 127: 105492.

Sun X M, Wang J, Zhang Y, et al. 2023. Stability control measures for roof cutting and NPR supporting of mining roadways in fault areas of kilometre-deep coal mine [J]. Journal of Mountain Science, 20(10): 3051-3065.

Wan R Z, Zuo Y J, Wu Z H, et al, 2025. Study on damage evolution characteristics of the deep roadway surrounding rock with fault based on microseismic monitoring and fractal theory [J]. Alexandria Engineering Journal, 132: 27-39.

Wu Q S, Wu Q L, Yuan A Y, et al, 2021. Analysis of mining effect and fault stability under the influence of normal faults [J]. Geotechnical and Geological Engineering, 39(1): 49-63.

程兵,汪海波,宗琦,等,2023. 基于切缝装药定向预裂的中深孔掏槽爆破研究[J]. 振动与冲击,42(3):322-329. Cheng Bing, Wang Haibo, Zong Qi, et al, 2023. Mid-deep hole cutting blasting technology based on slit charge directional presplitting [J]. Journal of Vibration and Shock, 42(3): 322-329.

冯盼学,陈何,解联库,等,2017. 急倾斜中厚—厚大矿体空场嗣后充填采矿方案优选研究[J]. 中国矿业,26(7):96-100. Feng Panxue, Chen He, Xie Lianku, et al, 2017. Optimization study on mining method of open-stope succeed by fill for steeply inclined and medium-large thick orebody [J]. China Mining Magazine, 26(7): 96-100.

胡天寿,涂帆,姜明媚,等,2025. 永平铜矿露天转地下开采过程地压分布特征研究[J]. 铜业工程,(2):85-94. Hu Tianshou, Tu Fan, Jiang Mingmei, et al, 2025. Distribution characteristics of ground pressure during open-pit to underground mining in Yongping copper mine [J]. Copper Engineering, (2): 85-94.

李坚玲,2015. 大直径深孔阶段空场嗣后充填采矿法在某金矿的应用[J]. 有色金属工程,(B5):67-70. Li Jianling, 2015. Application of large-diameter and long-hole sublevel open stoping with backfilling method in a gold mine [J]. Nonferrous Metals Engineering, (B5): 67-70.

李同鹏,杨洪玉,胡崴,2022. 隐爆角砾岩筒内矿体开采对断层安全影响研究[J]. 现代矿业,38(5):59-63. Li Tongpeng, Yang Hongyu, Hu Wei, 2022. Study on the influence

of ore body mining in concealed explosive breccia tube on fault safety[J].Modern Mining,38(5):59-63.

龙翼,陈绍民,严鹏,2023.断层条件下低品位厚大矿体采矿方法优化研究[J].金属矿山,52(4):27-32.Long Yi, Chen Shaomin, Yan Peng, 2023.Mining method optimization study on low grade and thick-large orebody under fault condition[J].Metal Mine,52(4):27-32.

梅成成,朱永建,王平,等,2023.断层影响下千米深井巷道围岩破坏机制及控制[J].湖南科技大学学报(自然科学版),38(1):1-8.Mei Chengcheng, Zhu Yongjian, Wang Ping, et al, 2023. Failure mechanism and control of surrounding rock of kilometer-deep roadway under fault influence[J]. Journal of Hunan University of Science & Technology (Natural Science Edition),38(1):1-8.

牛向东,侯克鹏,孙华芬,2023.断层穿过上覆围岩巷道破坏力学机理及控制技术研究[J].矿业研究与开发,43(4):60-67. Niu Xiangdong, Hou Kepeng, Sun Huafen, 2023. Research on failure mechanics mechanism and control technology of fault passing through overlying surrounding rock of roadway[J]. Mining Research and Development, 43(4):60-67.

任红岗,王海军,李密林,2017.复杂地质条件下条带式嗣后充填采矿法多软件耦合分析[J].中国矿业,26(8):104-111. Ren Honggang, Wang Haijun, Li Milin, 2017. Multi software coupling analysis of strip and subsequent filling mining method under complicated geological conditions [J].China Mining Magazine,26(8):104-111.

史红邈,2021.近断层巷道开挖稳定性分析与支护技术[J].煤矿安全,52(1):114-121.Shi Hongmiao,2021.Stability analysis and support technology of roadway excavation near a fault[J].Safety in Coal Mines,52(1):114-121.

孙朝燚,陈啸,刘秀敏,等,2024.金属矿山地下开采引起围岩破坏及岩层移动的数值模拟研究[J].矿业研究与开发,44(4):77-83.Sun Zhaoyi, Chen Xiao, Liu Xiumin, et al, 2024. Numerical study on surrounding rock failure and strata movement caused by underground mining in metal mine [J]. Mining Research and Development, 44 (4): 77-83.

孙琪皓,马凤山,赵海军,等,2020.倾斜矿体采动与断层活化作用引起竖井变形的物理模型试验[J].黄金科学技术,28(1):51-60.Sun Qihao, Ma Fengshan, Zhao Haijun, et al, 2020.Physical simulation experimental study on mining and fault activation induced by excavation [J]. Gold Science and Technology,28(1):51-60.

孙晓刚,师宏旭,景泮印,等,2024.金属矿山采动诱发断层滑移规律及失稳风险敏感性研究[J].矿业研究与开发,44(5):74-84.Sun Xiaogang, Shi Hongxu, Jing Panyin, et al, 2024.Study on fault slip law and instability risk sensitivity induced by mining in metal mines[J].Mining Research and Development,44(5):74-84.

孙星,2023.断层影响下中深孔采场围岩不连续变形特征及稳定性评价[J].中国矿业,32(6):113-122.Sun Xing, 2023.Discontinuous deformation characteristics and stability evaluation of surrounding rock in medium-deep hole stoping under the influence of fault[J].China Mining Magazine,32(6):113-122.

谭文兵,冯钰炜,杜侠飞,等,2022.近断层深部巷道变形破坏分析及支护研究[J].有色金属(矿山部分),74(2):46-52. Tan Wenbing, Feng Yuwei, Du Xiafei, et al, 2022. Deformation and failure analysis and support research of deep roadway near fault[J].Nonferrous Metals(Mine Section),74(2):46-52.

王宏伟,邵明明,王刚,等,2019.开采扰动下逆冲断层滑动面应力场演化特征[J].煤炭学报,44(8):2318-2327. Wang Hongwei, Shao Mingming, Wang Gang, et al, 2019. Characteristics of stress evolution on the thrust fault plane during the coal mining[J]. Journal of China Coal Society, 44(8):2318-2327.

王欢,朱俊宁,何翔,等,2023.自然崩落法断层作用下巷道开挖稳定性分析[J].中国矿山工程,52(1):10-15,34. Wang Huan, Zhu Junning, He Xiang, et al, 2023. Stability analysis of tunnel excavation under the action of fault in natural caving method[J]. China Mine Engineering, 52(1): 10-15,34.

王积林,2024.含断层金属矿地压显现规律研究与防控措施[J].现代矿业,40(4):99-104,108. Wang Jilin, 2024. Study on law of ground pressure appearance and prevention and control measures in fault-bearing metal mines[J].Modern Mining,40(4):99-104,108.

张宝一,刘肖莉,蒙菲,等,2021.红透山铜矿区F8断层构造应力场的有限元数值模拟[J].地质找矿论丛,36(1):114-125. Zhang Baoyi, Liu Xiaoli, Meng Fei, et al, 2021. Finite element numerical simulation of tectonic stress field of fault F8 in Hongtoushan copper mine[J]. Contributions to Geology and Mineral Resources Research, 36 (1): 114-125.

解联库,董凯程,万串串,等,2015.瓮福磷矿大塘矿段急倾斜中厚多层矿体安全高效采矿方法[J].有色金属工程,(B5):58-61,66.Xie Lianku, Dong Kaicheng, Wan Chuanchuan, et al, 2015. Safe and efficient mining method for

steep, medium thick and multi-layered orebody of Datang mining area in Wengfu phosphorite mine [J]. Nonferrous Metals Engineering, (B5): 58-61, 66.
张向东，殷增光，彭伟，等，2017. 红庆梁煤矿软岩巷道穿越断层破碎带加固支护技术[J]. 金属矿山，46(9): 60-65. Zhang Xiangdong, Yin Zengguang, Peng Wei, et al, 2017. Reinforcement and supporting technique for soft rock roadway passing through fault fracture zone in Hongqingliang coal mine [J]. Metal Mine, 46(9): 60-65.
赵洪宝，张博，张驰，等，2025. 采动诱发断层滑移评估模型及失稳范围确定方法[J]. 煤田地质与勘探，53(3): 23-33. Zhao Hongbao, Zhang Bo, Zhang Chi, et al, 2025. Mining-induced fault slip: assessment model and method for determining fault instability ranges [J]. Coal Geology & Exploration, 53(3): 23-33.
赵兴东，曾楠，陈玉民，等，2021. 三山岛金矿井下无人开采区域中深孔落矿嗣后充填连续采矿工艺设计[J]. 黄金科学技术，29(2): 200-207. Zhao Xingdong, Zeng Nan, Chen Yumin, et al, 2021. Design of the medium-deep hole caving and subsequent filling continuous mining technology in underground unmanned mining area of Sanshandao gold mine [J]. Gold Science and Technology, 29(2): 200-207.
周琳，江成玉，王沉，等，2025. 大规模逆断层采空区顶板稳定性研究[J]. 有色金属(中英文)，15(8): 1421-1429. Zhou Lin, Jiang Chengyu, Wang Chen, et al, 2025. Study on the stability of roof slab in large-scale reverse fault mining area [J]. Nonferrous Metals, 15(8): 1421-1429.

Study on Ground Pressure Behavior of Stage Open Stoping with Subsequent Backfilling Under Fault Influence

LIU Qiang[1,2], LI Yanan[3,4], QIN Xiushan[1,2], LI Yihao[3,4], CAO Cong[1,2]
1.*BGRIMM Technology Group, Beijing* 100160, *China*;
2.*National Centre for International Research on Green Metal Mining, Beijing* 100160, *China*;
3.*Zijin Mining Group Co., Ltd, Shanghang* 364200, *Fujian*, *China*;
4.*Shanxi Zijin Mining Group Co., Ltd, Fanshi* 034300, *Shanxi*, *China*

Abstract: The method of large-diameter deep-hole stage open stoping followed by backfilling demonstrates high efficiency in the extraction of thick and extensive ore bodies. However, the presence of a significant fault within the mining area can result in a coupling effect between the fault and mining-induced stress, potentially triggering fault activation. This activation leads to complex ground pressure behavior, complicating the accurate delineation of the fault's influence range using traditional empirical methods and posing significant challenges to the stability control of the stope. To address this issue, this study utilizes the porphyry ore section of Shanxi Zijin Mining as a case study. A three-dimensional refined numerical model is developed, incorporating the orebody, F_4 fault, backfill, and surrounding rock. This model systematically examines the influence mechanism of the fault on stress evolution, displacement response, and plastic zone propagation throughout the entire mining process. Furthermore, the study proposes a quantitative method for defining the fault's influence range. Utilizing the Barton rock mass quality Q-value classification and the Hoek-Brown criterion, the mechanical parameters of the orebody and surrounding rock were determined. The model employs the Mohr-Coulomb elastic-plastic constitutive law to simulate a two-level, interval mining sequence, facilitating a comparative analysis between two distinct stages: mining in fault-free areas and mining in fault-affected areas. By comparing the computational outcomes of models with and without the fault, the relative displacement growth rate method was introduced to quantitatively ascertain the influence distance of the F_4 fault. The findings indicate that during mining in fault-free areas, the maximum shear stress in the surrounding rock adjacent to the goaf reaches 67.35 MPa, with a maximum displacement of 19.26 cm. The plastic zone is predominantly characterized by

shear failure, exhibiting a maximum yield volume of 135×10^3 m^3. The roof of the goaf is primarily subjected to tensile stress, while the tunnel sides display a partitioned failure pattern of tension and shear. Under the influence of the fault, the maximum shear stress escalates to 100.75 MPa, marking an increase of 49.6%. Concurrently, the maximum displacement ascends to 47.12 cm, and the maximum yield volume of the plastic zone expands to 226×10^3 m^3. Both shear and tensile failures are observed, leading to a significant enlargement of the plastic zone and pronounced asymmetric deformation in proximity to the fault. Through a comparative analysis of models with and without the fault, and utilizing the relative growth rate curve of displacement with a 100% change rate as a reference, the maximum influence distance of the F_4 fault is determined to be 28.5 m. Within this range, the deformation of the surrounding rock is substantially governed by the fault. In response to the fault-affected zone, systematic control measures are proposed, including the reinforcement of support structures, optimization of stope structural parameters, and enhancement of backfill strength within the fault-impacted area. The findings of this research offer a quantitative foundation and engineering strategy for the safe and efficient implementation of the stage open stoping with subsequent backfilling method under fault conditions.

Key words: stage open stoping with subsequent backfilling; faul; rock mass quality; ground pressure behavior; numerical simulation