深部“三下”矿体破碎矿岩条件采矿方法优选及采场结构参数优化

李锦晖[1,2,3]，曾令义[1,2,3]

1.长沙矿山研究院有限责任公司，湖南 长沙 410012；
2.金属矿山安全技术国家重点实验室，湖南 长沙 410012；
3.湖南省矿山地质灾害防治与环境再造技术研究中心，湖南 长沙 410012

摘 要：针对深部破碎矿体在“三下”开采中面临的矿区生态保护要求（地表零塌陷、河流生态保护）及矿岩稳固性差等条件下安全高效开采的迫切需求，以南京某铅锌矿作为工程背景，采用层次分析法（AHP）和模糊数学综合评价法，从初选的3种充填采矿法中筛选出最优方案，即上向进路充填采矿法。结合FLAC^{3D}数值模拟对采场稳定性进行验证，结果显示：当进路高度为3.5~4.5 m、宽度为3~6 m时，采场最大拉应力和压应力均低于矿岩强度极限，顶板沉降量和底板鼓起量均处于安全范围。该方案在工程中应用后实现了地表零塌陷，降低了贫化损失率，成功解决了深部破碎矿体在“三下”开采中的难题，为类似矿山的高效绿色开采提供可靠的技术支持。

关键词：模糊综合评价；采矿方法优选；采场结构参数优化；数值模拟；工程应用

中图分类号：TD853 **文献标志码**：A **文章编号**：1005-2518（2026）04-0926-13 DOI：10.11872/j.issn.1005-2518.2026.04.350

引用格式：李锦晖，曾令义.深部“三下”矿体破碎矿岩条件采矿方法优选及采场结构参数优化[J].黄金科学技术，2026，34(4)：926-938.LI Jinhui，ZENG Lingyi.Optimization of Mining Method and Optimization of Stope Structure Parameters for Broken Ore Rock Conditions in Deep “Three Down” Orebodies[J].Gold Science and Technology，2026，34(4)：926-938.

浅部矿产资源的日益枯竭，正驱动金属矿开采活动持续向深部延伸（Chen et al，2015；张家林等，2024；王连成等，2025）。深部开采环境复杂严峻，其显著特点可概括为“四高一扰动”，具体包括岩层所处的高地应力状态、井下空间的高温环境、围岩的高渗透压条件、岩体自身的高岩爆倾向性，以及由于工程活动引发的强烈采动影响（邓红卫等，2017；秦秀山等，2022；陈邵杰等，2023；王少锋等，2024）。国际学者进一步揭示了深部硬岩在高应力环境下的复杂力学行为，如板裂化破坏和动态灾害（如岩爆），这些现象对围岩控制技术提出了更高要求（Du et al，2023；Lan et al，2025）。在此条件下，浅孔留矿法等传统方法在深部条件下暴露出采切工程量大、采空区安全隐患突出等问题，难以适应深部高效安全开采的需要（白宗荣，2023）。特别是对于赋存于水体、建筑物和交通线路下方的“三下”矿体，还需要满足地表生态环境保护与零塌陷的要求，这进一步加大了开采技术难度（程立年等，2019）。在此背景下，充填采矿法以其对围岩扰动小、回收率高和环境兼容性好等优点，逐渐成为深部矿体开采的重要技术方向（李夕兵等，2018；郭利杰等，2022；王勇等，2023）。

针对深部“三下”矿体破碎矿岩回采难题，国内外学者在采矿方法优选和参数优化方面进行了大量研究。在采矿方法优选方面，层次分析法（AHP）因其系统性好、能将复杂问题层次化和定量化，已

收稿日期：2025-11-27；**修订日期**：2026-04-10

作者简介：李锦晖（2002—），男，湖北荆州人，硕士研究生，从事地下矿山采矿方法优化、爆破和设计研究工作。E-mail：2860494756@qq.com

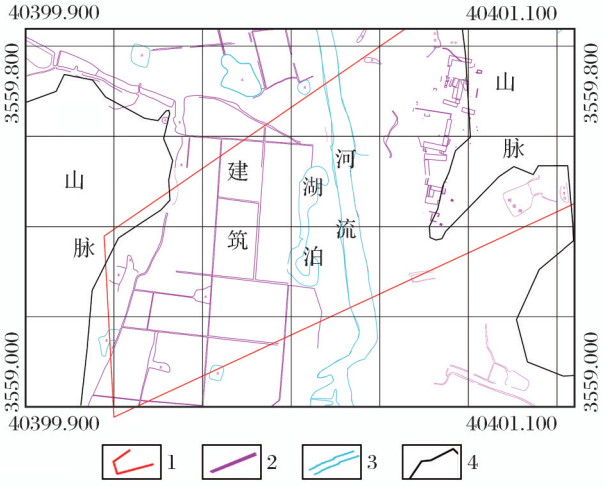
© Editorial Department of *Gold Science and Technology*（CC BY-NC-ND）

成为该领域的经典和基础性方法(Wu et al,2019)。为了更精准地处理决策过程中的模糊性与不确定性,研究人员进一步将AHP与模糊数学、博弈论、理想点法(TOPSIS)等方法相集成,形成了诸如AHP-模糊综合评价、AHP-博弈论(任杰等,2025)和AHP-TOPSIS(武尚荣等,2025)等更强大的决策模型。此外,研究人员将机器学习技术运用于Optuna-RF智能模型,提高采矿方法选择精度(许杨丰等,2025),并运用Mathews稳定性图解法和实践经验来优选采矿方法(张建伟等,2025)。在采场参数优化方面,数值模拟技术已成为核心工具。学者们普遍采用FLAC^{3D}和MIDAS(葛菊花等,2025)等软件,结合具体地质条件对采场结构参数(Zhao et al,2018;Lan et al,2025)、充填体人工假顶稳定性(Kumar et al,2026)和进路围岩压力(Yin et al,2024)进行精细化分析。此外,将初步确定参数的方法与数值模拟相结合,如运用Mathews理论结合数值模拟对结构参数进行优化(张志军等,2025);采用工程类比法,并结合FLAC^{3D}数值模拟软件,对采场结构参数进行优化(彭晨鑫等,2025)。通过对比各采矿方法技术经济指标,并根据经验数据确定合理的采场结构参数,然后使用数值模拟进行验证(朱晨迪等,2024)。混沌遗传算法为多因素交互影响下高效寻求全局最优参数组合提供了先进手段(Lan et al,2025)。这些研究为深部及复杂条件下矿体安全高效开采奠定了坚实的理论与方法基础。

尽管上述研究取得了一定进展,但将采矿方法优选与采场参数优化相结合形成一套体系,以此来维持安全和经济的平衡,为矿山现场应用提供便利的相关研究,目前仍较为缺乏。针对该问题,本文以某铅锌矿深部破碎“三下”矿体作为工程对象,提出了一套融合AHP-模糊数学理论、数值模拟与工程验证的综合优化方法。基于该方法构建涵盖技术、经济、安全及环境兼容性的多目标评价模型,实现采矿方法科学优选;形成“优选—优化—验证”的技术路径,并在实践中验证其可靠性。该研究旨在为类似条件矿山提供一套可复制、可推广的精细化设计方法,推动深部矿产资源安全高效开发与生态环境保护协同发展。

1 工程概况

某矿山位于南京市四星级风景区内,主要开采铅锌矿石,矿石中伴生S、Ag、Au、Cu和Mn等元素。铅锌矿中铅、锌品位分别为6.35%和9.96%,属于富矿。目标开采中段(-725~-775 m)矿体倾角为78°~90°,平均厚度为20 m,属于急倾斜厚矿体。工程地质条件属中等类型。然而,根据矿山开采揭露情况,局部矿岩(尤其上盘)稳固性较差,导致巷道工程大量采用钢支架支护。鉴于该矿山地处风景区且毗邻居民区,必须严格保护地表(禁止塌陷)和河流生态,故采用充填采矿法。该方法利用尾矿回填采空区,既能有效控制地表沉陷,又能提高矿石回采率,实现资源高效开发与环境保护的双重目标。结合矿体赋存特征(受F_2断裂影响,上盘稳固性差)和采矿技术条件,为规避大暴露面带来的风险,优先选择暴露面积小、控制地压能力强的采矿方法。“三下”开采空间位置示意图如图1所示,矿体大致分布在风景区、河流和房屋下。



1.采矿权矿界;2.房屋建筑;3.河流和湖泊;4.山脉

图1 “三下”开采空间位置示意图

Fig. 1 Schematic diagram of ‘three down’ mining space position

2 采矿方法优选

由于本研究铅锌矿体赋存于风景区内,需实现地表零塌陷,且矿岩上盘稳固性差,所以必须采用暴露面积较小的充填采矿法,从而有效控制采场地

压与地表变形。空场嗣后充填法等大断面的方法虽在效率与成本上具有一定优势，但其对围岩的稳定性要求较高。该矿山目前主要采用上向水平分层点柱充填法和上向进路充填法。因此，根据矿山现有技术、装备条件及工程地质的相似性，初步选取3种充填方案进行比选，最终确定最优的采矿方法。

2.1 采矿方法介绍

（1）盘区上向分层进路阶梯式回采充填法

盘区沿走向布置（长150 m×高50 m），划分为3个分段（分段高度为16.0~19.5 m），分层高度为5.0~5.5 m，采场间不留间柱。采用下盘斜坡道进行采准，分层联络道错位布置，配置顺路溜井、人行滤水井及充填回风井。回采采用浅孔落矿（孔深为2.2~2.5 m），分Ⅰ、Ⅱ步骤进路分步回采，控制爆破点与充填体的距离为0.6~0.8 m。采后实施分层充填。顶板管理采用锚网支护、临时点柱及阶梯式回采方式。通风采用上向贯通式，出矿作业由1 m^3铲运机完成，单条进路分次充填，确保充填体强度达到1.5~3.0 MPa。

（2）上向水平分层点柱充填法

矿块尺寸为长50 m×高50 m，留设4 m宽间柱，并设4 m×4 m点柱（中心距为12~15 m）。采准工程包括分段平巷、顺路溜井及充填回风井，切割平巷。分层回采高度为3 m，控顶高度为5.5 m，采用倾斜孔和水平压顶孔分2次落矿，出矿采用1 m^3铲运机。充填采用废石与尾砂胶结料组合方式，首层全部选用高强度充填体（灰砂比为1∶4）进行充填，旨在保障底柱安全回收。顶板主要采用锚网支护，通风采用上向贯通式，废石充填料经充填井倒入，胶结料则通过管道输送。

（3）上向进路充填采矿法

盘区长100 m，划分为2个采场（各长50 m），进路尺寸为宽度3~6 m，高度3.0~4.5 m。采准工程包含分层联络道、顺路溜井及充填回风井，采用“隔一采一”回采工艺，凿岩采用WD561台车或YT-28凿岩机完成。充填作业分2个阶段实施：一步骤进路采用高强度胶结充填；二步骤进路选用低强度胶结充填，且以高强度胶结料接顶（孟庆彬等，2023）。转层时挑顶1.5 m并架高井筒，通风需局扇辅助，出矿效率为140 t/台班，顶板采用锚网加固，首层采用灰砂比为1∶4的胶结料充填，确保底柱安全。

2.2 建立采矿方法综合评价模型

将层次分析法与模糊数学相结合，通过将因素重要性排序和模糊因素定量化，解决采矿方法优选中的多层次、多因素模糊性问题（卢昌宇等，2024）。建立评价模型需合理筛选评价指标，结合某铅锌矿采矿方法的技术、经济和安全多指标分析，在此基础上，可筛选出对采矿方法选择具有显著影响的若干核心因素作为评价指标。例如，采矿直接成本（指标1）和矿石损失率（指标2）等常被列为关键指标。13个评价指标及综合评价模型如图2所示。

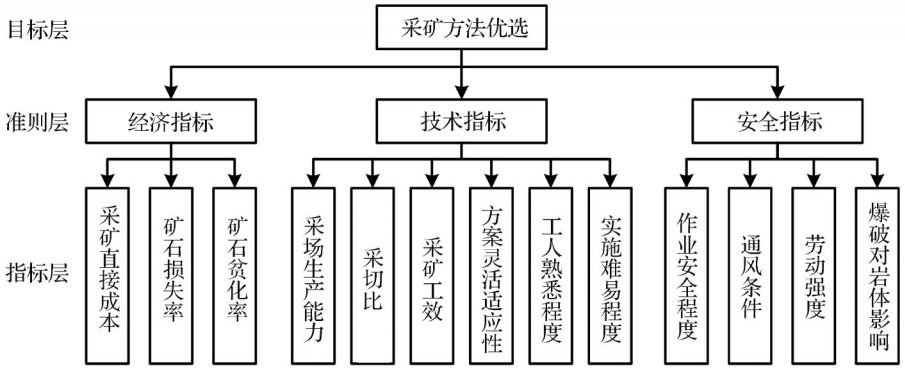


图2 采矿方法综合评价模型

Fig. 2 Comprehensive evaluation model of mining methods

2.3 确定指标权重

根据层次分析法原理，组建了由技术专家、设计人员及现场管理人员构成的评价小组。该小组结合矿山实际，对图2中的13个指标进行两两对比，依据1–9标度法评估各项指标的相对重要性，以此构建判断矩阵。随后，整合多位专家的判断矩

阵,计算得出综合判断矩阵及表1中的特征向量与权重值。最后,通过一致性检验,确保权重分配合理且逻辑一致。

根据准则层的指标数构建13阶判断矩阵,继而计算最大特征值及对应特征向量,将矩阵归一化后得到权重,一致性检验指标根据式(1)求解(高航等,2025;张超等,2025)。层次分析结果见表1。

$$CI=\frac{\lambda_{max}-n}{n-1} \tag{1}$$

式中:CI为一致性检验指标;n为判断矩阵的特征根数量。

根据表2中的数据对判断矩阵进行一致性检验,计算得$CR=\frac{CI}{RI}=0.054<0.1$,表明矩阵具有满意的一致性,决策者的判断逻辑清晰,无显著矛盾。因此,通过AHP法计算得出的指标权重向量是可靠的,能够作为综合评价的依据,$\boldsymbol{W}$值为:$\boldsymbol{W}$=[0.139, 0.139, 0.116, 0.128, 0.068, 0.054, 0.037, 0.03, 0.045, 0.1, 0.06, 0.034, 0.05]。

表1 层次分析结果

Table 1 AHP results

评价指标	特征向量	权重值/%
指标1	2.082	13.907
指标2	2.082	13.907
指标3	1.736	11.592
指标4	1.913	12.78
指标5	1.022	6.829
指标6	0.808	5.396
指标7	0.551	3.682
指标8	0.449	3.002
指标9	0.682	4.557
指标10	1.524	10.182
指标11	0.899	6.004
指标12	0.509	3.4
指标13	0.713	4.763

注:表中最大特征根为14.016;CI值为0.085

表2 平均随机一致性指标*RI*值

Table 2 Average stochastic consistency index *RI* value

特征根数量n	RI	特征根数量n	RI
1	0	8	1.41
2	0	9	1.45
3	0.58	10	1.49
4	0.9	11	1.51
5	1.12	12	1.54
6	1.24	13	1.56
7	1.32		

2.4 确定因素集和方案集

根据矿山矿体赋存条件和对采矿方法的熟悉程度,初步筛选出3种具有应用可行性的采矿方案,共同构成了本次优选的方案集合A。其中,方案一为盘区上向分层进路阶梯式回采充填法,方案二为上向水平分层点柱充填法,方案三为上向进路充填法。同时,为了对这些方案进行科学评估,构建了一个包含13个关键指标的评价因素集X。在这些指标中,前6项为定量指标(如采矿直接成本和矿石损失率等),其具体数值可通过现场实测与计算获得,结果见表3。其余指标则为定性指标,各采矿方法在此类指标下的表现评估结果见表4。

表3 各采矿方法评价定量指标值

Table 3 Quantitative index values of evaluation of each mining method

方案编号	采矿直接成本 X_1/(元·t^{-1})	矿石损失率 X_2/%	矿石贫化率 X_3/%	采场生产能力 /(t·d^{-1})	采切比 X_5/(m^3·k^{-1}·t^{-1})	采矿工效 X_6/(t·工班$^{-1}$)
方案一	53.6	10.00	5.00	100	48	50(电耙)
方案二	49.6	27.00	8.00	200	31.17	150
方案三	79.79	5.00	8.00	200(2进路)	22.88	140

表4 各采矿方法评价定性描述

Table 4 Qualitative description of the evaluation of each mining method

方案编号	方案灵活适应性X_7	工人熟悉程度X_8	实施难易程度X_9	作业安全程度X_{10}	通风条件X_{11}	劳动强度X_{12}	爆破对充填体影响X_{13}
方案一	较好	较熟悉	较容易	较安全	较好	高	较大
方案二	好	熟悉	容易	较安全	较好	较低	较大
方案三	好	熟悉	容易	安全	较好	较低	较小

2.5 确定隶属度矩阵

因各评价指标量纲不一致，对定量指标进行规格化，最终确定隶属度矩阵为

$$\boldsymbol{R}_{1\sim6}=\begin{bmatrix}0.93 & 1 & 0.62\\ 0.5 & 0.185 & 1\\ 1 & 0.625 & 0.625\\ 0.5 & 1 & 1\\ 0.48 & 0.73 & 1\\ 0.147 & 0.44 & 0.413\end{bmatrix} \tag{4}$$

定性指标隶属度采用二元对比法确定，方案两两比较后得到特征向量矩阵：

$$\boldsymbol{e}_1=\begin{bmatrix}0.5 & 0 & 0\\ 1 & 0.5 & 0.5\\ 1 & 0.5 & 0.5\end{bmatrix}\begin{matrix}[2]\\ [1]\\ [1]\end{matrix} \tag{5}$$

根据特征向量矩阵，进一步确定隶属度矩阵为 $\boldsymbol{R}_7=[0.111,0.444,0.444]$。

同理得出 $\boldsymbol{R}_8=[0.111,0.444,0.444]$，$\boldsymbol{R}_9=[0.111,0.444,0.444]$，$\boldsymbol{R}_{10}=[0.222,0.222,0.555]$，$\boldsymbol{R}_{11}=[0.333,0.333,0.333]$，$\boldsymbol{R}_{12}=[0.111,0.444,0.444]$，$\boldsymbol{R}_{13}=[0.222,0.222,0.555]$。

综合以上可确定综合隶属度矩阵：

$$\boldsymbol{R}=\begin{bmatrix}0.93 & 1 & 0.62\\ 0.5 & 0.185 & 1\\ 1 & 0.625 & 0.625\\ 0.5 & 1 & 1\\ 0.48 & 0.73 & 1\\ 0.147 & 0.44 & 0.413\\ 0.111 & 0.444 & 0.444\\ 0.111 & 0.444 & 0.444\\ 0.111 & 0.444 & 0.444\\ 0.222 & 0.222 & 0.555\\ 0.333 & 0.333 & 0.333\\ 0.111 & 0.444 & 0.444\\ 0.222 & 0.222 & 0.555\end{bmatrix} \tag{6}$$

2.6 最优方案确定

根据上述确定的权重向量与指标隶属度矩阵，经计算可得方案集 A 的综合评价向量 $\boldsymbol{B}$：

$$\boldsymbol{B}=\boldsymbol{W}\cdot\boldsymbol{R}=(0.498,0.557,0.684)$$

该结果可转换为各方案的相对优越度（以百分比表示）：方案一为49.8%，方案二为55.7%，方案三为68.4%。据此，3种采矿方法的综合优劣顺序为：方案三>方案二>方案一。由此可知最优为方案三，即上向进路充填法。

3 数值模拟结果及分析

3.1 模型建立

采用数值模拟软件FLAC^{3D}和经验类比法，对优选出的上向进路充填法的结构参数进行选取和优化（曾令义等，2025）。根据该铅锌矿的矿岩条件，综合考虑矿山现有采掘和支护设备的作业空间以及最小通过尺寸要求，参考矿山现有采场结构参数，对上向进路充填法-725~-775 m中段矿体采场结构参数进行取值：顶柱宽度为2 m，底柱宽度为5 m，进路宽度为3~6 m，进路高度为3.5~4.5 m。该尺寸范围是在满足设备高效运行前提下初步确定的工程可行范围。

为保证开采过程的安全稳定，数值模型进路高度取4.5 m，进路宽度取6 m，运用数值模拟软件FLAC^{3D}对最大采场结构参数进行稳定性分析。根据采矿方法和矿体赋存条件，数值模型设置为倾角85°、宽度20 m、长度50 m、高度42.5 m的规则矿体。根据圣维南原理，围岩尺寸取矿体模型的3~5倍，宽度为300 m，长度为350 m，高度为350 m。模型边界采用位移约束，X、Y方向4个面约束水平位移，模型底部约束垂直位移，顶部提供上覆岩层的压力（王奇伟等，2024）。模型划分为8个分层，在模型每个分层顶板中间布置一个监测点，共布置10个点。进路垂直于矿体走向布置，采用“隔一采一”开采模式，同步对开采全过程进行模拟分析，对应的数值模型如图3所示。

3.2 岩体力学参数选取

矿区岩石力学参数来源于该铅锌矿的岩石力学试验，由于模拟时使用岩体力学参数能够更好地反映现场实际情况，因此结合矿岩结构效应、地下水及节理裂隙等影响因素，通过RMR岩体质量分类法和ROCLAB软件修正岩石力学参数，最终得出岩体抗压强度为116.1 MPa，详细岩体力学参数见表5。

3.3 数值模拟结果分析

（1）主应力与位移分析

将岩体力学参数输入模型模拟得到模拟结果，因回采步骤和分层较多，为清晰展示关键结果并精简篇幅，本节主要呈现最具代表性的极限工况模拟云图，并对其他参数下的变化规律进行归纳性描

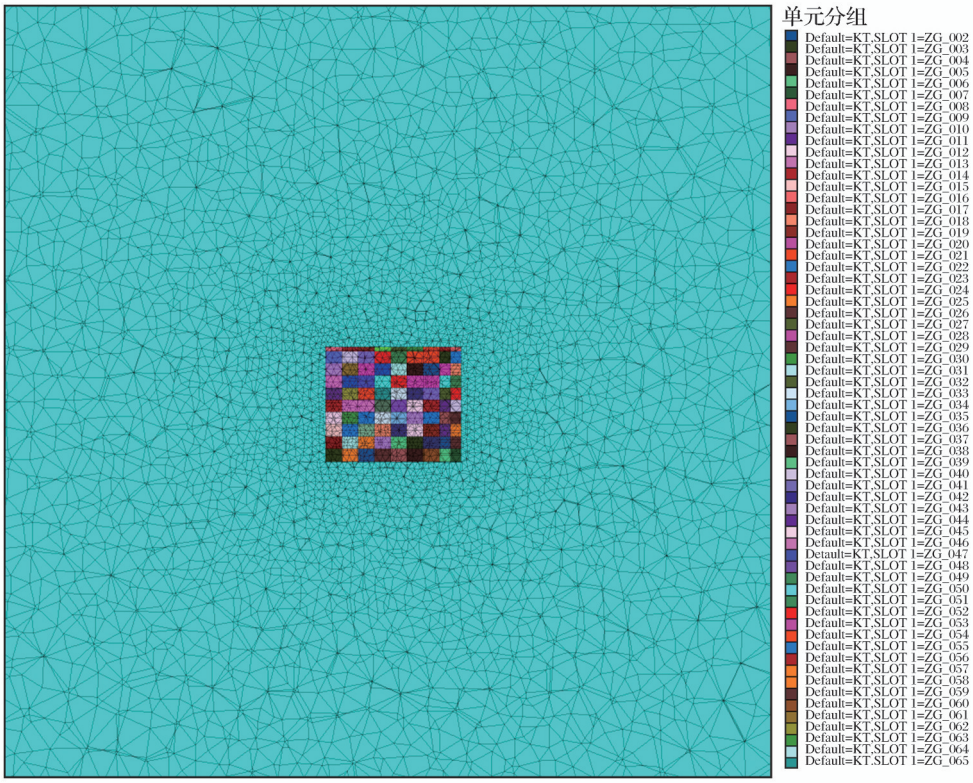


图3　数值模型示意图

Fig. 3　Schematic diagram of numerical model

表5　岩体力学参数选取

Table 5　Selection of mechanical parameters of rock mass

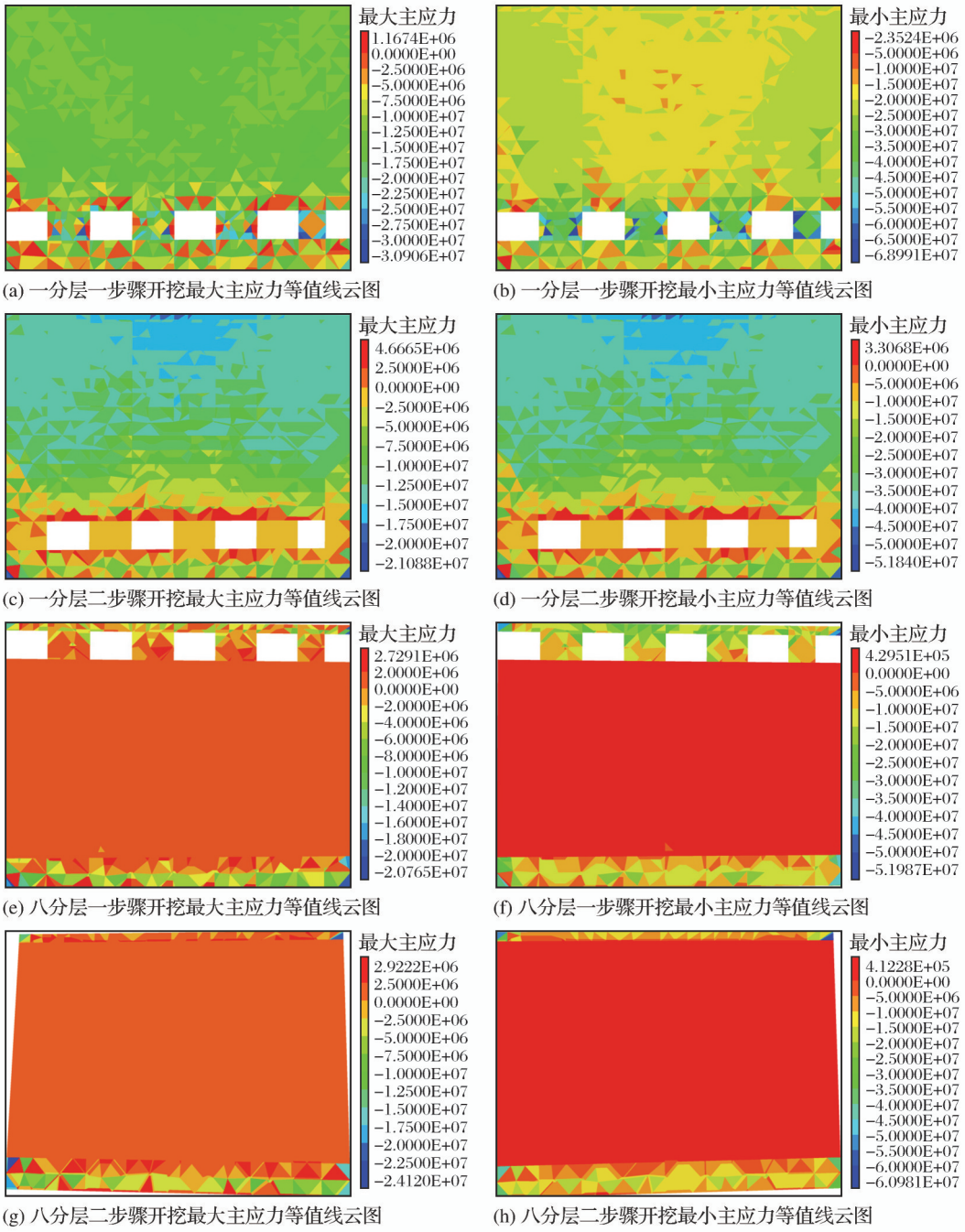
岩体名称	密度/(kg·m^{-3})	体积模量/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa	切变模量/GPa
围岩	2 720	89.43	9.31	32.74	6.57	34.29
充填体	2 000	2.98	0.47	32.74	0.21	2.05
矿体	4 273	125.42	3.68	35.51	5.67	41.81

述。选取回采过程中具有代表性的剖面和监测点进行展示,模型剖面和监测点的最大主应力、垂直方向位移和监测点的最小主应力模拟结果见图4、图5和表6。

由最大主应力等值线云图(图3)可以看出,在一分层开挖和充填作业过程中,第一步开挖完成后的拉应力数值为1.17 MPa,充填后拉应力有所降低,为1.15 MPa;二步骤开挖后,拉应力上升至4.67 MPa,充填完成后拉应力下降至4.64 MPa。八分层一步骤开挖充填后,拉应力降低至2.73 MPa;在二步骤开挖和充填过程中,采场围岩内的拉应力状态维持稳定,其数值约为2.73 MPa。待所有分层回采作业全部结束时,采场最终保持在此拉应力水平。

由最小主应力等值线云图(图3)可知,在一分层开挖充填过程中,一步骤开挖后,压应力为68.99 MPa,充填后,压应力保持稳定;二步骤开挖后,压应力下降至51.84 MPa,充填完成后,压应力为51.84 MPa。在八分层一步骤和二步骤开挖和充填过程中,压应力无明显变化,基本稳定在52.00 MPa。所有分层开采完成后,采场的压应力稳定在52.00 MPa。

由表2可知,最大主应力在一分层二步骤开挖后上升,后续下降,采场顶底部表现为拉应力,其应力值为0~4.67 MPa。最大拉应力小于矿体抗拉强度(5.67 MPa)。最小主应力在一分层一步骤开挖后上升至最大,后续下降,采场内部产生的压应力最大值为68.99 MPa,小于矿体抗压强度(116.1 MPa)。



(a) 一分层一步骤开挖最大主应力等值线云图　(b) 一分层一步骤开挖最小主应力等值线云图

(c) 一分层二步骤开挖最大主应力等值线云图　(d) 一分层二步骤开挖最小主应力等值线云图

(e) 八分层一步骤开挖最大主应力等值线云图　(f) 八分层一步骤开挖最小主应力等值线云图

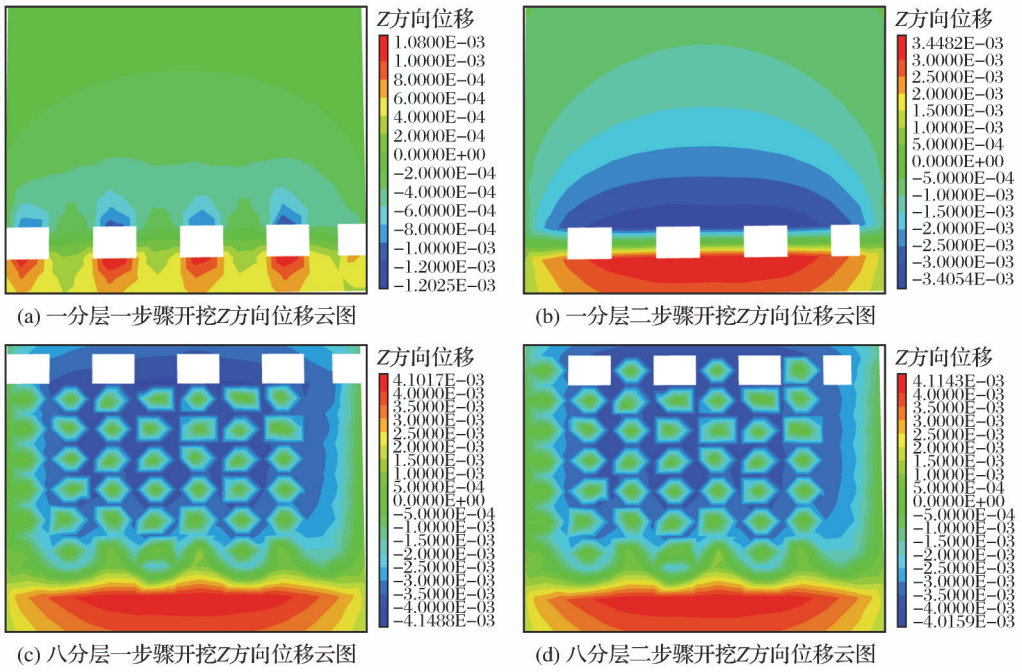
(g) 八分层二步骤开挖最大主应力等值线云图　(h) 八分层二步骤开挖最小主应力等值线云图

图4　主应力模拟云图

Fig. 4　Cloud maps of principal stress simulation

根据监测结果，采场开挖完成后，其两侧上角形成了压应力集中，而两侧下角则出现了拉应力集中现象。

由位移云图（图5）可知，一分层开采过程中发生顶板沉降和底板拱起，其中一步骤开挖后沉降达到1.20 mm，拱起1.08 mm；二步骤开挖后沉降达到3.41 mm，拱起3.45 mm。八分层一步骤开挖后沉降达到4.15 mm，拱起4.10 mm；二步骤开挖后沉降达到4.02 mm，拱起4.11 mm；最后采场顶板产生沉降稳定在4.02 mm，拱起稳定在4.11 mm，采场顶板沉降量为1.20~4.02 mm，采场产生最大沉降为4.02 mm。采场底板出现拱起，采场底部最大拱起量为4.11 mm。



(a) 一分层一步骤开挖Z方向位移云图　(b) 一分层二步骤开挖Z方向位移云图

(c) 八分层一步骤开挖Z方向位移云图　(d) 八分层二步骤开挖Z方向位移云图

图5　位移模拟云图

Fig. 5　Cloud maps of displacement simulation

表6　主应力和位移模拟结果

Table 6　Simulation results of principal stress and displacement

分层	回采顺序	主应力/MPa		位移/mm	
		最小值	最大值	沉降	拱起
一分层	一步骤开挖	68.99	1.17	1.20	1.08
	一步骤充填	68.99	1.15	1.20	1.08
	二步骤开挖	51.84	4.67	3.41	3.45
	二步骤充填	51.84	4.64	3.41	3.45
八分层	一步骤开挖	52.00	2.73	4.15	4.10
	一步骤充填	52.00	2.73	4.15	4.10
	二步骤开挖	52.00	2.73	4.02	4.11
	二步骤充填	52.00	2.73	4.02	4.11

根据《有色金属采矿设计规范》及同类矿山工程经验,对于该类中等稳固性的破碎矿岩,巷道顶底板短期允许收敛量通常为50~100 mm。本次模拟所得位移值远低于该允许值。此外,模拟显示的位移场(图5)分布连续且无突变,表明岩体变形处于连续弹性变形阶段,未发生破坏性位移。

(2)塑性区分析

具有代表性的剖面和监测点的塑性区模拟结果见图6。由图6可知,一分层一步骤开挖和充填后均未出现塑性变形,二步骤开挖和充填后出现了少量拉伸塑性变形和剪切塑性变形,整体趋于稳定状态。八分层开挖和充填后,模型出现的塑性变形大部分集中在一分层和底柱区域,下部分层在应力作用下发生少量拉伸塑性变形和剪切塑性变形。综上所述,在最大采场结构参数下(进路高为4.5 m,进路宽为6 m),进路并没有出现破坏的情况,在底部区域出现了部分塑性变形。

(3)小结

根据数值模拟分析结果,塑性区主要集中在进路顶底板浅部,最大深度未超过1.5 m,且呈零星、非连续分布,未形成贯穿采场或矿柱的贯通性塑性破坏带,只要塑性区得到有效控制且不连通,采场结构即可保持稳定,这表明在充填体的支撑下,采场结构整体处于稳定状态。采场最大拉应力为4.67 MPa,最大压应力为68.99 MPa,均小于矿岩强度;采场产生最大沉降为4.02 mm,最大拱起为4.11 mm,变形量较小,对采矿活动影响较小。综上所述,矿山回采时进路高度为3.5~4.5 m,进路宽度为3~6 m,采场是比较稳固的。

4　工程应用

2024年,该铅锌矿在-725~-775 m中段矿体成

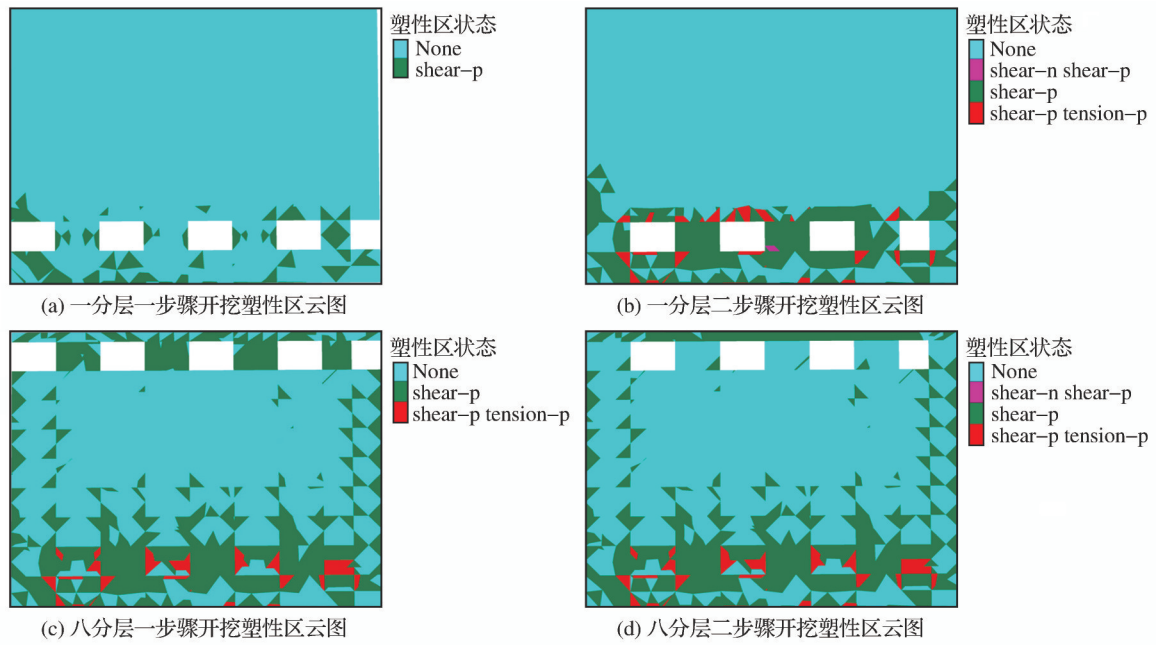


图6 塑性区分布云图

Fig. 6 Cloud maps of plastic region distribution

功应用优化后的采矿方案。工业试验结果表明,采用该采矿方法提升了采场综合技术经济指标。其中,采场生产能力达到196.4 t/d,相较于上向水平分层点柱充填法(157.3 t/d),提升幅度接近25%。在提升产能的同时,矿石损失率得到有效控制,从27%降低至5%,大幅提高了资源的回收利用率。该成果充分体现上向进路充填法在复杂矿体开采中,通过减少采场顶板暴露面积,在有效控制地压、保障作业安全方面的巨大优势。

从经济效益角度分析,上向进路充填法采切比为22.88 m^3/kt,显著优于上向水平分层点柱充填法(31.17 m^3/kt),表明采准切割工程量有所减少(表7)。虽然采矿成本略高,但近年矿业形势火热,铅锌矿价格大涨,提高采矿成本开采更多的铅锌矿是合理的。综上所述,优化后的上向进路充填法在生产能力和经济效益方面更具优势。

表3所示的理论生产能力是基于标准作业循环的估算值。在实际应用中,上向水平分层点柱充填法由于采场暴露面积较大,在深部破碎矿体条件下地压显现更加明显,为保障顶板与点柱的稳定,需投入更多的支护时间和安全管控措施,导致其实际生产循环时间延长、作业连续性受限,因而未能达到设计产能。上向进路充填法采用小断面进路回采,顶板暴露面积小,地压易于控制,安全性高,使得采掘、支护和出矿等工序衔接更为紧密,作业循环率显著提升。同时,进路法使用的撬毛台车等小型机械设备更多,大大提高了生产能力。因此,在相同的地质条件下,上向进路法的实际综合生产能力得以充分发挥,其生产能力高于点柱法。

为评估该方案在确保“三下”开采地表零沉降目标上的实际效果,本次研究依据2025年矿山地表沉降监测报告,在开采影响区及邻近地表共布置27个观测点,并实施为期一年的持续精密监测。监测结果表明,核心观测点全年累计沉降量为0 mm;其

表7 2种采矿法的技术经济指标对比

Table 7 Comparison of technical and economic indicators of two mining methods

采矿方法	生产能力/(t·d^{-1})	损失率/%	贫化率/%	采矿成本/元	采切比/(m^3·k^{-1}·t^{-1})
上向进路充填法	196.4	5	8	79.79	22.88
上向水平分层点柱充填法	157.3	27	8	49.60	31.17

余各点沉降量为-4~5 mm,呈小幅波动,可归因于测量误差及环境背景干扰。根据《有色金属采矿设计规范》(GB 50771-2012)I级保护标准进行核算,各监测线间地表倾斜变形最大值仅为0.1 mm/m,曲率变形最大值仅为0.003 mm/m,均远低于规范允许的限值(倾斜变形为3 mm/m,曲率为0.2 mm/m)。以上实测结果充分证明,优化后的上向进路充填法能够有效实现地表微变形控制,完全满足“三下”开采对地表零沉降的严格技术要求。

5 结论

(1)基于AHP-模糊数学理论,进行采矿方法多目标决策模型,解决传统经验优选法中主观性强、指标权重失衡等问题。经过模型优选,确定方案三(上向进路充填法)为最优选择。FLAC^{3D}数值模拟结果显示,当进路宽度为3~6 m、高度为3.5~4.5 m时,采场最大拉应力(4.67 MPa)远低于矿岩抗拉强度(5.67 MPa),塑性区仅限于局部且无贯通性破坏,有效保障“三下”开采的地表零沉降要求。在理论层面,完善了深部复杂条件下采矿优化的多目标决策理论,提出的协同优化框架为同类多约束采矿问题的量化决策提供了新方法。

(2)采用优化方案的采场,其生产能力提升至196.4 t/d,损失率降低至5%,贫化率稳定在8%,同时采场暴露面积大幅减少,实现了安全—经济—环保目标的协同优化。实践层面,应用后实现地表零塌陷,贫化损失率显著降低,生产能力大幅提升,为“三下”深部破碎矿体的绿色高效开采提供了可直接借鉴的技术方案。

(3)本研究进行数值模拟尚未考虑地下水动态变化,以及对采场稳定性的影响,有待采用渗流—应力耦合模型进行深入研究。

参考文献(References):

Chen H K, Jiao Y Y, Wang C, et al, 2026. Mechanism of earthquakes induced by composite key stratum fracturing during deep mining[J/OL]. Rock Mechanics and Rock Engineering. https://doi.org/10.1007/s00603-026-05518-8.

Du K, Luo X Y, Yang S G, et al, 2023. An insight from energy index characterization to determine the proneness of rockburst for hard rock[J]. Geomechanics for Energy and the Environment, 35: 100478.

Kumar J V, Kolikipogu N R, Porathur J L, et al, 2026. Evaluation of stability of cemented pastefill as an artificial roof for underhand stoping-field and numerical modeling studies[J]. Mining, Metallurgy & Exploration, 43(2): 1119-1134.

Lan M, Jia H W, Ma J, 2025. Optimization of stope dimensions using response surface method coupling a hybrid chaos-genetic algorithm[J]. Scientific Reports, 15: 17223.

Wu M Q, Zhang C H, Liu X N, et al, 2019. Green supplier selection based on DEA model in interval-valued Pythagorean fuzzy environment[J]. IEEE Access, 7: 108001-108013.

Yin Y, Yang S J, He Y, et al, 2024. Stability assessment of surrounding rock in downward mining route supported by slab-wall backfll structure [J]. Scientifc Reports, 14: 13706.

Zhao T B, Ma S Q, Zhang Z Y, 2018. Ground control monitoring in backfilled strip mining under the metropolitan district: case study[J]. International Journal of Geomechanics, 18(7): 05018003.

白宗荣,2023. 复杂地质条件下巨厚煤层冲击地压诱因分析及防治[J]. 采矿技术,23(1):94-97. Bai Zongrong, 2023. Analysis and prevention of rock burst in huge thick coal seams under complex geological conditions [J]. Mining Technology, 23(1): 94-97.

陈绍杰,冯帆,李夕兵,等,2023. 复杂开采条件下深部硬岩板裂化破坏试验与模拟研究进展和关键问题[J]. 中国矿业大学学报,52(5):868-888. Chen Shaojie, Feng Fan, Li Xibing, et al, 2023. Research progress and key issues of laboratory test and numerical simulation for slabbing failure in hard rock under complex mining conditions[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 52(5): 868-888.

程立年,李晓刚,叶振华,等,2019. 某金矿“三下”开采移动带内地表稳定性分析[J]. 金属矿山,48(3):56-61. Cheng Linian, Li Xiaogang, Ye Zhenhua, et al, 2019. Surface stability analysis of “three under” mining within subsidence basin in a gold mine[J]. Metal Mine, 48(3): 56-61.

邓红卫,杨懿全,邓峻仁,等,2017. 采空区下方高应力环境下深部矿体回采时序研究[J]. 黄金科学技术,25(2):62-69. Deng Hongwei, Yang Yiquan, Deng Junren, et al, 2017. Study on mining sequence of deep orebody under high stress environment below goaf[J]. 黄金科学技术,25(2):62-69.

葛菊花,刘彦斌,费汉强,2025. 基于MIDAS数值模拟的充

填法采场结构参数优化研究[J].矿业研究与开发,45(6):32-38.Ge Juhua,Liu Yanbin,Fei Hanqiang,2025.Optimization research on the structure parameters of filling stope based on MIDAS numerical simulation[J].Mining Research and Development,45(6):32-38.

郭利杰,刘光生,马青海,等,2022.金属矿山充填采矿技术应用研究进展[J].煤炭学报,47(12):4182-4200.Guo Lijie,Liu Guangsheng,Ma Qinghai,et al,2022.Research progress on mining with backfill technology of underground metalliferous mine[J].Journal of China Coal Society,47(12):4182-4200.

李夕兵,刘冰,2018.硬岩矿山充填开采现状评述与探索[J].黄金科学技术,26(4):492-502.Li Xibing,Liu Bing,2018.Review and exploration of current situation of backfill mining in hard rock mines[J].Gold Science and Technology,26(4):492-502.

卢昌宇,杨建民,陈启航,2024.基于层次分析—模糊综合评价法的深海采矿车通行性评估[J].中国造船,65(3):135-149.Lu Changyu,Yang Jianmin,Chen Qihang,2024.Assessment of deep-sea mining vehicle traversability based on analytic hierarchy process-fuzzy comprehensive evaluation method[J].Shipbuilding of China,65(3):135-149.

孟庆彬,王锐,韩立军,等,2023.多中段联合开采围岩扰动效应及采矿进路支护技术[J].中南大学学报(自然科学版),54(3):930-943.Meng Qingbin,Wang Rui,Han Lijun,et al,2023.Surrounding rock disturbance effect of multi-middle section combined mining in stopes and support technology of mining roadway[J].Journal of Central South University(Science and Technology),54(3):930-943.

彭晨鑫,黄德镛,段泽锋,等,2025.某铜矿人工假顶条件下采场点柱参数优化研究[J].矿业研究与开发,45(1):48-54.Peng Chenxin,Huang Deyong,Duan Zefeng,et al,2025.Study on optimization of point pillar parameters under artificial roof of a copper mine[J].Mining Research and Development,45(1):48-54.

秦秀山,陈何,刘建坡,等,2022.深部大矿段采动环境监测及地压动态调控技术[J].中国有色金属学报,32(12):3871-3882.Qin Xiushan,Chen He,Liu Jianpo,et al,2022.Mining environment monitoring and dynamic control technology of ground pressure in deep large ore sections[J].The Chinese Journal of Nonferrous Metals,32(12):3871-3882.

任杰,李角群,路增祥,等,2025.基于博弈论—主客观多属性组合赋权的采矿方法优选[J].矿业研究与开发,45(3):24-30.Ren Jie,Li Jiaoqun,Lu Zengxiang,et al,2025.Optimal selection of the mining method based on game theory-subjective and objective multi-attribute combined weighting[J].Mining Research and Development,45(3):24-30.

王连成,邵安林,曲福明,等,2025.金属矿山开采技术发展现状与展望[J].工程科学学报,47(5):971-983.Wang Liancheng,Shao Anlin,Qu Fuming,et al,2025.Current status and prospects of mining technology in metal mines[J].Chinese Journal of Engineering,47(5):971-983.

王奇伟,张建伟,王冠男,等,2024.基于FLAC^{3D}数值模拟的采场结构参数优化研究[J].山西冶金,47(5):25-28.Wang Qiwei,Zhang Jianwei,Wang Guannan,et al,2024.Research on optimization of mining structure parameters based on FLAC^{3D} numerical simulation[J].Shanxi Metallurgy,47(5):25-28.

王少锋,樊凯鑫,周子龙,2024.深部高应力异构岩体灾变机制与诱变改性研究构思与展望[J/OL].采矿与安全工程学报,1-16.https://doi.org/10.13545/j.cnki.jmse.2024.0512.Wang Shaofeng,Fan Kaixin,Zhou Zilong,2024.Conception and prospects for catastrophe mechanism and the induced modification method of high stressed heterogeneous rock in deep underground[J/OL].Journal of Mining & Safety Engineering,1-16.https://doi.org/10.13545/j.cnki.jmse.2024.0512.

王勇,吴爱祥,杨军,等,2023.深部金属矿开采关键理论技术进展与展望[J].工程科学学报,45(8):1281-1292.Wang Yong,Wu Aixiang,Yang Jun,et al,2023.Progress and prospective of the mining key technology for deep metal mines[J].Chinese Journal of Engineering,45(8):1281-1292.

武尚荣,陈帮洪,费志文,2025.基于改进AHP-TOPSIS评价模型的缓倾斜中厚磷矿采矿方法优选[J].矿冶工程,45(4):52-57.Wu Shangrong,Chen Banghong,Fei Zhiwen,2025.Optimization of mining methods for gently inclined phosphate ore body based on improved AHP-TOPSIS model[J].Mining and Metallurgical Engineering,45(4):52-57.

许杨丰,陈煜新,周健,等,2025.基于Optuna-RF智能模型的采矿方法优选[J].黄金,46(8):7-12.Xu Yangfeng,Chen Yuxin,Zhou Jian,et al,2025.Optimal selection of mining methods based on the Optuna-RF intelligent model[J].Gold,46(8):7-12.

曾令义,廖九波,王筱添,等,2025.基于正交试验与数值模拟的某钨矿采场结构参数优化研究[J].采矿技术,25

（1）：12-15.Zeng Lingyi，Liao Jiubo，Wang Xiaotian，et al，2025. Research on optimization of structural parameters of a tungsten mine stope based on orthogonal test and numerical simulation[J].Mining Technology，25(1)：12-15.

张超，房颖涛，董志杰，等，2025. 基于模糊网络层次分析和群决策的测试性指标分配方法[J]. 系统工程与电子技术，47(8)：2570-2580.Zhang Chao，Fang Yingtao，Dong Zhijie，et al，2025. Testability index allocation method based on fuzzy analytic network process and group decision-making[J]. Systems Engineering and Electronics，47(8)：2570-2580.

张家林，杨帆，张望，等，2024. 深部资源开采创新成效分析与思考[J]. 采矿与安全工程学报，41(3)：450-461. Zhang Jialin，Yang Fan，Zhang Wang，et al，2024. Innovation effectiveness analysis and technology management reflection of deep resource exploitation[J].Journal of Mining & Safety Engineering，41(3)：450-461.

张建伟，李宇泽，吕镇，等，2025. 基于Mathews法的红岭铅锌矿柱回收方法优选研究[J]. 有色金属（矿山部分），77(2)：80-85.Zhang Jianwei，Li Yuze，Lü Zhen，et al，2025. Optimization of pillar mining method based on Mathews method in Hongling lead-zinc mine[J].Nonferrous Metals（Mine Section），77(2)：80-85.

张志军，杨宁，任清霖，等，2025. 某矿山上向分层点柱充填采矿法采场结构参数优化分析[J]. 矿业研究与开发，45(10)：43-52.Zhang Zhijun，Yang Ning，Ren Qinglin，et al，2025. Optimization analysis of stope structure parameters of upward layered point pillar filling mining method in a mine [J]. Mining Research and Development，45(10)：43-52.

朱晨迪，朱胜利，江科，等，2024. 某钼矿矿柱回采方案及采场结构参数优化研究[J]. 矿业研究与开发，44(5)：1-8. Zhu Chendi，Zhu Shengli，Jiang Ke，et al，2024. Pillar recovery scheme and stope structure parameter optimization of a molybdenum mine[J].Mining Research and Development，44(5)：1-8.

Optimization of Mining Method and Optimization of Stope Structure Parameters for Broken Ore Rock Conditions in Deep “Three Down” Orebodies

LI Jinhui[1, 2, 3], ZENG Lingyi[1, 2, 3]

1.*Changsha Institute of Mining Research Co., Ltd., Changsha* 410012, *Hunan, China*;

2.*State Key Laboratory of Safety Technology of Metal Mines, Changsha* 410012, *Hunan, China*;

3. *Hunan Research Center of Mine Geological Disaster Prevention and Environmental Reconstruction Technology, Changsha* 410012, *Hunan, China*

Abstract: As shallow mineral resources become increasingly exhausted, metal mining operations are progressively extending to greater depths. These deep mining environments are inherently complex and challenging, often characterized by high stress, elevated temperatures, significant osmotic pressure, a heigh tened risk of rock bursts, and considerable mining-induced disturbances. Particularly for fractured ore bodies situated beneath water bodies, buildings, and transportation routes—collectively termed as “three-under” conditions—mining operations are required to adhere to stringent ecological standards, including zero surface subsidence and the protection of river ecosystems. Consequently, ensuring safe and efficient mining under these conditions presents a significant challenge that demands urgent attention. In response to this issue, this study examines a deeply situated, steeply dipping, thick, and massive fractured ore body within a lead-zinc mine located in a scenic area of Nanjing. The research focuses on the selection of appropriate mining methods and the optimization of mining structure parameters. Initially, a comprehensive evaluation system incorporating 13 core indicators was developed to address multidimensional requirements such as mining technology, economics, safety, and environmental compatibility. The analytic hierarchy process（AHP）was employed to ascertain the weights of each indicator. This was integrated with a fuzzy mathematics-based comprehensive evaluation

method to facilitate a scientific comparison among three preliminary schemes: the upward-seam layered stoping with backfilling method, the upward-seam horizontal layered pillar backfilling method, and the upward-seam backfilling method. The evaluation results reveal that the upward drift backfilling method emerged as the optimal mining scheme, attributed to its superior performance in operational safety, loss rate control, and minimal impact on the backfill body. Secondly, to validate and optimize the structural parameters of this scheme, the FLAC^{3D} numerical simulation software was employed to systematically analyze the stability of the mining face within the specified ranges of drift height（3.5~4.5 m）and width（3~6 m）. The results from both simulation and engineering applications indicate that at the maximum dimensions（4.5 m in height and 6 m in width）, the maximum tensile stress（4.67 MPa）and compressive stress（68.99 MPa）in the surrounding rock remain below the strength limits of the ore and rock. Furthermore, the maximum roof settlement（4.02 mm）and maximum floor heave（4.11 mm）are significantly below the permissible values stipulated by codes. The distribution of the plastic zone is sporadic, with no continuous failure zone observed, thereby demonstrating that the working face maintains an overall stable state. By implementing the optimized plan within the engineering practices at the -725 to -775 m levels, the actual production capacity of the mining area increased to 196.4 t/d, and the ore loss rate was significantly reduced from 27% to 5%. This was achieved while concurrently meeting the ecological protection objective of zero surface subsidence. Through the integration of the analytic hierarchy Process（AHP）-fuzzy comprehensive evaluation with FLAC^{3D} numerical simulation, this study developed a closed-loop technical system encompassing method selection, parameter optimization, and engineering validation. This approach not only effectively addressed the mining challenges associated with deep, fractured ore bodies under “three-under” conditions at this site but also established a replicable and scalable technical paradigm for safe, efficient, and environmentally sustainable mining under similar complex constraints.

Key words：fuzzy comprehensive evaluation; mining method is preferred; optimization of stope structure parameters; numerical simulation; engineering applications