基于 Mathews 图解法的某金矿采场结构参数及支护优化研究*

杨宁[1,2]，尹贤刚[1]，符洲云[1,2]，刘奇[1,2]

（1.长沙矿山研究院有限责任公司， 湖南 长沙 410012；
2.国家金属采矿工程技术研究中心， 湖南 长沙 410012）

摘要：某金矿局部中段位置节理发育、矿体破碎，结合矿岩稳固性，提出了上向进路充填采矿法和小分段充填采矿法两种开采方案。综合对比各方法的技术经济指标及优缺点，最终选择上向进路充填采矿法并以 Mathews 图解法设计一步骤、二步骤进路尺寸（高×宽×长）分别为 3.0 m×8.0 m×40 m、3.3 m×7.0 m×40 m。基于锚索预支护机理设计支护方案，采用离散元软件模拟破碎区域裂纹发育状态，提出围岩开裂区指标定量表征开裂深度，并据此分析采场稳定性。结果表明：锚索支护后，二步骤进路顶板无明显掉块且未出现大片裂纹连接贯通区域和围岩开裂区展布；结合支护效果及经济需求，锚索网度为 3.3 m×4.0 m 时为最优方案，与未支护时相比，顶板位移约为 84 mm，降低 26.96%，裂纹总数缩减 37.33%，开裂区等效深度为 0.64 m，降低 36.63%；现场工业应用表明，支护后顶板竖向位移差最大值为 91 mm，该方案为矿山带来约 755.5 万元的经济效益。

关键词：上向进路充填采矿法；采场结构参数；锚索支护；顶板稳定性；数值模拟

中图分类号：TD853 **文献标识码**：A **文章编号**：1005-2763(2026)04-0043-09

Study on Optimization of Stope Structural Parameters and Support in a Gold Mine Based on the Mathews Stability Graph Method

YANG Ning[1,2], *YIN Xian'gang*[1], *FU Zhouyun*[1,2], *LIU Qi*[1,2]

(1.Changsha Institute of Mining Research Co., Ltd, Changsha, Hunan 410012, China;
2.State Key Laboratory of Safety Technology of Metal Mine, Changsha, Hunan 410012, China)

Abstract: According to the well-developed joints and fragmented orebody in certain middle sections of a gold mine, combined with the stability of the ore and surrounding rock, two mining schemes were proposed, including the upward drift cut-and-fill mining method and the sublevel cut-and-fill mining method. Through a comprehensive comparison of the technical and economic indicators, as well as the advantages and disadvantages of each method, the upward drift cut-and-fill mining method was ultimately selected. The Mathews stability graph method was then employed to design the stope dimensions (height × width × length) for the primary and secondary drifts, which were determined to be 3.3 m×8.0 m × 40 m and 3.3 m×7.0 m×40 m, respectively. Based on the pre-support mechanism of anchor cables, a support scheme was designed. Discrete element software was employed to simulate the crack development state in the fractured zone, and an indicator for the surrounding rock cracking zone was proposed to quantitatively characterize the cracking depth, thereby analyzing the stability of the stope. The results show that after anchor cable support, no significant rockfall occurs in the roof of the two-step drift, and no large-scale interconnected crack zones or widespread surrounding rock cracking zones are observed. Considering both support effectiveness and economic requirements, an anchor cable pattern of 3.3 m×4.0 m is identified as the optimal solution. Under this scheme, the roof displacement is approximately 84 mm, with a reduction of 26.96%, the total number of cracks decreases by 37.33%; and the equivalent depth of the cracking zone is 0.64 m, with a reduction of 36.63%, compared to the condition without support. The field industrial application shows that the maximum vertical displacement difference of the roof after support is 91 mm. This solution brings approximately 7.555 million yuan in economic benefits to the mine.

Key words: Upward drift cut-and-fill mining method, Stope structure parameter, Anchor cable support, Roof stability, Numerical simulation

---

* **收稿日期**：2025-04-19
基金项目："十四五"国家重点研发计划项目(2023YFC2907404)
作者简介：杨宁(1992—)，男，宁夏中卫人，硕士，高级工程师，主要从事采矿技术等方面的研究工作。E-mail:34040682@qq.com
通信作者：符洲云(1997—)，男，湖南龙山人，硕士，工程师，主要从事采矿技术等方面的研究工作。E-mail:fzy4001@163.com

0 引言

金矿是维护国家经济安全的重要战略矿产资源,保证其开发与储备能力也是保障我国社会长治久安的关键。因金矿成矿的特殊性,其多产于构造断裂带-蚀变带区域[1-3],多生裂隙、构造,围岩状态表现为破碎,矿岩整体稳固性较差,开采难度较大。根据金矿矿岩赋存特征,学者们已针对破碎状态下矿体回采技术难题进行了广泛研究[4-8]。张钦礼等[9]、吴浩等[10]从进路采场结构参数着手,对六角形大断面进路结构工艺进行函数理论分析及数值模拟计算,验证了其可行性。刘冬等[11]通过现场扫描探测等方式,收集岩体信息,构建离散元破碎岩体数值计算模型,完成焦家金矿采场结构参数优化研究。王玺等[12]通过对岩体质量分级,评判深部岩体质量,基于此,开展"锚索+锚杆+联合混凝土喷浆"支护数值模拟研究,成功降低了深部采场围岩变形与高应力。胡丽伟等[13]针对围岩变形问题,结合锚杆支护工艺及参数优化研究,实现了围岩稳定性控制。侯朝炯等[14]从围岩强化机理着手,通过裂纹损伤范围定义围岩损伤度,辅以支护工艺成功解决巷道稳定性问题。

基于上述研究结论,针对矿山局部位置矿岩破碎的问题,依据采场结构参数设计理论,结合模拟预测与工程实践开展研究。通过工程地质调查,综合采矿方法技术经济指标分析、Mathews 图解理论设计及离散元数值模拟,以确定合适的采矿方法、采场结构参数及支护方案。

1 工程概况及采矿方法优选

1.1 工程概况

为满足后续矿区井下采场设计需求,通过对现场调查并结合 RQD 分级指标及 Q 系统分级法对岩体质量进行评价。Q 系统分级法中 Q 值由 RQD 值、节理组数 J_n、节理粗糙度 J_r、节理蚀变系数 J_a、节理裂隙水折减系数 J_w 及应力折减系数 J_f 共同构成,见式(1):

$$Q=RJ_rJ_w/J_nJ_aJ_f \tag{1}$$

式中:R 为岩体质量指标 RQD 值;节理裂隙水折减系数 J_w 取 1;应力折减系数 J_f 取 1。

该金矿位于构造带附近,周边围岩蚀变程度较高,以黄铁绢英岩化碎裂岩为主,为典型的蚀变岩性金矿床,其矿体呈脉状分布,矿体整体走向长约 1 000 m,平均厚度为 32 m,倾角为 40°～55°,平均品位为 1.28 g/t,品位中等。矿山-500 m 中段处采场周边岩体节理裂隙较为发育,含多组优势节理。根据岩体质量指标统计结果可知(见表 1),该位置岩体质量整体属中等水平,局部破碎。

1.2 采矿方法确定

结合目标中段岩体条件及矿体赋存状态,在保证安全回采的前提下,可选择小分段充填采矿法和上向进路充填采矿法,当穿越破碎区域时,可通过锚索支护等手段保证采场稳定性。

1.2.1 上向进路充填采矿法

上向进路充填采矿法(见图 1)应用于倾斜厚大矿体时,沿矿体走向布置进路,设计两步骤间隔开采,可通过适当扩大进路尺寸提升开采能力,进路回采后及时充填以保证上部回采安全。该方法能够适应多变的矿体形态及复杂的矿体围岩条件,尤其能够有效回采围岩条件较差的矿体,减少顶板暴露面积与时间,回采过程中不留点柱及间柱,具有损失贫化率低的特点。但其也存在回采时通风条件较差、整体工艺较复杂、每一层充填体需保证接顶及一步骤进路充填强度要求高等特点。该采矿方法的主要参数为:中段高度为 50 m,分段高度为 10～15 m,矿房高度为 3～5 m。

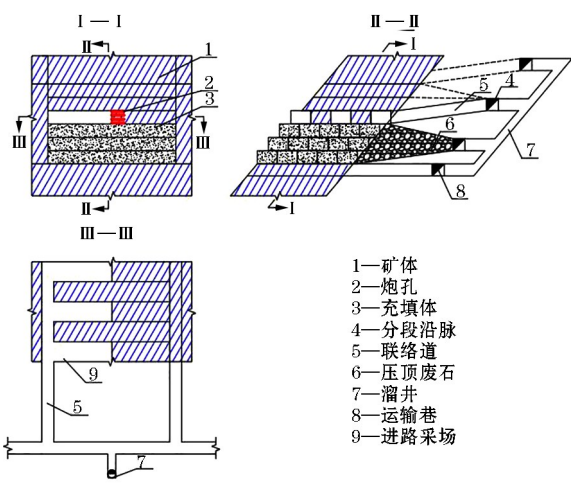


图 1 上向进路充填采矿法示意

Fig.1 Schematic of upward drift cut-and-fill mining method

1.2.2 小分段充填采矿法

小分段充填采矿法(见图 2)应用于倾斜厚大矿体时,采场垂直矿体走向布置采场,设计中深孔爆破回采落矿,分段内分两步骤间隔交替回采,快速进行采充作业,各分段设独立出矿巷。回采过程中采场

稳定性主要依靠矿柱支撑,当局部裂隙结构发育,围岩不具备自支撑能力时,可通过锚索预控顶护帮保证采场稳定性。因采用中深孔爆破,该方法具有高回采效率但精细化程度较低的特点,且会产生一定损失贫化。该采矿方法的主要参数为:中段高度为 50 m,分段高度为 10～12 m,矿房宽度为 8～12 m。

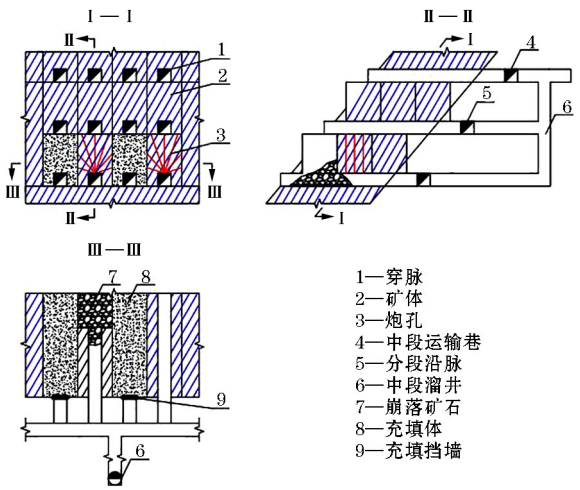


图 2 小分段充填采矿法示意

Fig.2 Schematic of sublevel cut-and-fill mining method

1.2.3 采矿方法综合对比

各采矿方法技术经济指标见表 2。从技术指标分析,方案一矿石损失率和贫化率均不超过 7%,远远低于方案二的 12%损失率与 15%的贫化率,更加适合金矿开采。方案一由于采用进路结构及复杂回采工艺,生产能力远小于方案二。从经济指标分析,方案一采矿成本较高。但当目标工程穿越复杂破碎区域时,方案二后续支护成本将会超过方案一。从安全角度分析,方案一因开采尺寸较小,安全性远高于方案二的中深孔方案。当穿越复杂破碎区域时,方案一的高灵活性可保证针对不同破碎位置选择更经济实用的支护手段。

综合金矿开采属性,以保证回采安全为前提,基于上述岩体条件,最终选择上向进路充填法开采。以“隔一采一”的方式进行开采,通过精确控制回采范围,大幅回采高价值矿石并降低回采中的矿石损失贫化率。同时,针对井下复杂的矿体条件和矿山产能要求,优先设计较大进路尺寸,通过灵活调整进路尺寸、布设方式、回采顺序及进行临时支护来合理应对破碎区域。

表 1 岩体质量指标统计结果

Table 1 Statistical results of rock mass quality indicators

岩性	*RQD* 值	节理组数 J_n	节理粗糙程度 J_r	节理蚀变系数 J_a	*Q* 值
矿石	63	4	1	2	7.87

表 2 采矿方法技术经济指标对比

Table 2 Comparison of technical and economic indicators of mining methods

采矿方法	采场生产能力/(t·d^{-1})	矿石损失率/%	矿石贫化率/%	采矿直接成本/(元·t^{-1})
方案一:上向进路充填采矿法	80～150	6～7	6～7	130～150
方案二:小分段充填采矿法	200～220	12	15	80～100

2 采场结构参数设计及支护研究

2.1 基于 Mathews 图解法的采场结构参数设计

Mathews 图解法主要通过判定稳定性系数 *N* 及水力半径(形状因子)*S* 之间的关系,并根据 Mathews 稳定性图表,将工程划分为稳定区、不稳定区及崩落区,来精准评估地下工程稳定性[15]。其稳定性系数 *N* 和水力半径(形状因子)*S* 可分别通过式(2)和式(3)计算获得:

$$N=Q\times A\times B\times C \tag{2}$$

式中:*A* 为岩石应力系数;*B* 为岩体缺陷方位修正系数;*C* 为采场暴露面积方位修正系数。

$$S=L_1b/2(L_1+b) \tag{3}$$

式中:L_1 为采场长度;*b* 为采场跨度。

岩石应力系数 *A* 由岩石单轴抗压强度 σ_c 和暴露表面应力 σ_1 之比确定,具体关系见图 3;岩体缺陷方位修正系数 *B* 是根据优势节理组与采面方向的夹角来确定;采场暴露面积方位修正系数 *C* 可通过式(4)计算获得:

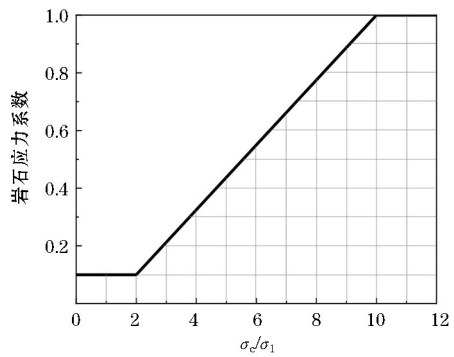
$$C=8-6\cos\beta \tag{4}$$

式中,β 为水平面与暴露面之间的夹角,当二者平行时,*C* 取 1。

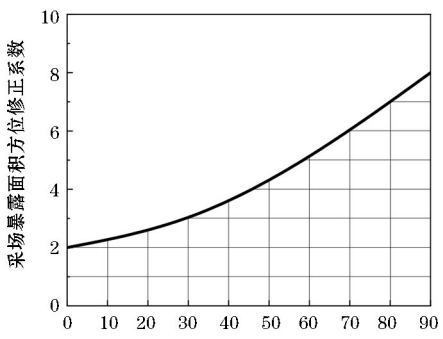
根据上述各式及关系图计算得到各参数数值,见表 3。结合已知的稳定性系数 *N* 及 Mathews 稳

定图,通过公式(5)计算得出相应的稳定区水力半径 S 为 3.42 m,并通过公式(3)确定满足条件的采场结构参数,确定采场长度为 40 m,求得采场极限采场跨度为 8.25 m。

$$S=e^{(\ln N+1.589\,7)/1.815\,9} \tag{5}$$



(a) 岩石应力系数关系曲线



(b) 采场暴露面积方位修正系数曲线

图 3 稳定性系数 N 影响因素曲线关系

Fig.3 Relationship curves of factors influencing stability coefficient N

由于设计开采中段位置矿岩稳固性一般,加之局部位置发育多组节理,若根据 Mathews 图表法取采场跨度参数时,考虑一步骤进路开采爆破等扰动因素的影响,需适当缩减二步骤进路尺寸。在保证一定生产能力的同时,为避免一步骤、二步骤进路同时回采相互影响,设计在一步骤进路超前二步骤进路 3 个分层时进行回采。设计大尺寸进路采场走向长度与矿体厚度一致,一步骤、二步骤进路采场结构参数见表 4。

表 3 Mathews 稳定性系数计算

Table 3 Calculation of Mathews stability coefficient

Q 值	应力系数 A	岩体缺陷方位修正系数 B	采场暴露面积方位修正系数 C	稳定性系数 N
7.87	0.59	0.41	1	1.90

表 4 进路采场结构参数

Table 4 Structural parameters of entry stope

进路采场类别	进路采场长度/m	进路采场跨度/m	进路采场高度/m
一步骤进路采场	40	8	3.3
二步骤进路采场	40	7	3.3

2.2 进路采场支护设计研究

2.2.1 现有支护方式不足

现场施工表明,采场穿越局部破碎区域时,受一步骤开采扰动影响,二步骤进路顶板出现局部沉降垮落现象。在不缩减采场结构参数的条件下,可通过植入锚杆(索)、布设钢拱架等各类临时支护方式进行进路稳定性控制,但存在以下问题:

(1) 采场围岩揭露后再支护,围岩已发生较大应力重分布、围岩变形及局部块体松动,破碎区域岩体强度已降低,无法有效支护;

(2) 采空区围岩松动后,锚索主动支护范围为冒落区和卸压区,容易出现锚索与围岩脱空、虚锚现象,使得锚固结构与围岩稳定区处于非耦合状态,无法有效发挥锚固结构支护作用;

(3) 对于破碎区域,支护的锚网参数及强度设计可能无法有效遏制回采后裂纹发育及围岩的急剧变形。

2.2.2 进路采场预支护设计

针对局部破碎区域进路回采产生的二步骤进路顶板失稳问题,提出改进的两步骤进路工艺:在两侧一步骤进路回采后,对需要进行稳定性控制的二步骤进路提前施加网状结构锚索交叉网布支护,用以抵抗一步骤进路回采时开采扰动对二步骤进路的影响,减小二步骤进路开采扰动对其顶板围岩稳定性的影响,保证回采安全。

当对二步骤进路进行预支护后,受锚索及浆液作用,破碎岩体力学性质改变,内部摩擦阻力增大,顶板位置呈现一定厚度的承载层[16],二步骤进路能够维持稳定,保持一定承载能力。可将顶板视为一个靠横向压力 N 和竖向剪力 Q_{CD} 支撑的两端固支的梁,由此构建得到二步骤顶板锚固模型,如图 4 所示。假设锚固横断面面积为 s,其中节理裂隙占比为 λ,则竖向剪力 Q_{CD} 可分解为锚固区不含节理岩体的自身抗剪力 Q_{ks} 和含节理岩体节理的摩擦阻力 Q_s,根据 Mohr-Coulomb 定律可求得 Q_{ks}:

$$Q_{CD}=\frac{qb}{2} \tag{6}$$

式中,q 为均布荷载。

$$Q_{ks}=s(1-\lambda)(c+\sigma\tan\varphi) \tag{7}$$

式中:c 为黏聚力;φ 为内摩擦角;σ 为处于锚索支护下的顶板组合结构内部横向压应力。

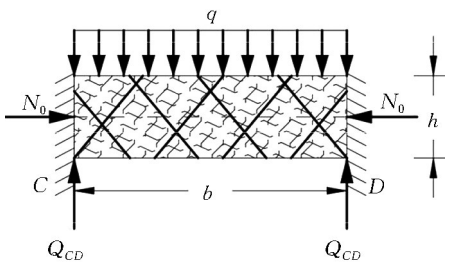


图 4 二步骤进路顶板锚固模型

Fig.4 Roof anchorage model for two-step entry

根据上述支护机理,设计网状结构锚索交叉网布,适时地控制岩体的进一步变形及局部不稳块体的滑动掉落,维持二步骤回采顶板临时稳定。依照二步骤进路采场宽度、高度及其节理裂隙发育程度,确定锚索网度为(1.5～4.0) m×(1.5～4.0) m,采用直径为 14 mm、破断拉力为 120 kN、长为 10 m 的钢绞线锚索。

3 破碎条件下进路采场支护参数模拟研究

3.1 数值模拟方案及模型建立

参考相关矿山案例及矿山－500 m 中段含复杂破碎节理区域矿岩条件,结合矿山采矿经济需求,在保证安全的前提下尽可能地减少支护成本,为保证采场规模,采场结构参数不变,仅在穿越破碎矿体位置设计锚索预支护。因每一分层高度为 3.3 m,故而设计每层植入锚索 1～2 根的 2.0 m 间距方案,在分层中央植入 1 根锚索的 3.3 m 间距方案,以未支护方案作对照组,共设计 3 组方案对比优化锚索支护参数,具体方案见表 5。

离散元计算方法将工程介质视作块体与接触两部分,能够直观反映破碎块体变形、分离及破坏过程[17],适用于模拟节理裂隙等结构面发育状态。根据设计开采区域范围的 3～5 倍尺寸,最终建立离散元数值模型,其尺寸为长 120 m、高 150 m。以采场为中心,设置尺寸为 60 m×60 m 的离散块体区域,内部划分最大边长尺寸为 0.5 m 的 Voronoi 多边形离散块体,模拟矿区－500 m 中段局部含复杂节理位置的岩体节理分布,如图 5 所示。对数值模型底部施加竖直和水平约束,左右两侧施加法向位移约束,顶部仅施加 8.775 MPa 垂直应力模拟上覆岩层重力。模型赋值参数、锚索支护参数、节理接触参数分别见表 6、表 7、表 8。

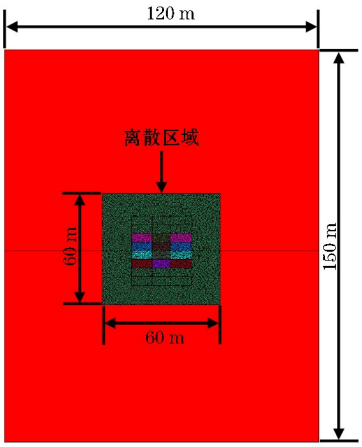


图 5 数值模型

Fig.5 Numerical model

表 5 模拟方案设计

Table 5 Simulation scheme design

方案分组	方案描述
1	无支护。
2	每一层一步骤进路回采后对二步骤进路进行锚索预支护,网度为 2.0 m×4.0 m。
3	每一层一步骤进路回采后对二步骤进路进行锚索预支护,网度为 3.3 m×4.0 m。

表 6 模型赋值参数

Table 6 Model assignment parameters

材料类型	密度/(kg·m^{-3})	弹性模量/GPa	泊松比	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
矿体	2 750	1.73	0.29	4.02	27.17	0.53
充填体	2 400	3.00	0.30	0.27	29.00	0.19

表 7 锚索支护参数

Table 7 Anchor cable support parameters

弹性模量/GPa	抗拉荷载/kN	锚固剂黏结刚度/(N·m^{-2})	锚固剂黏结强度/(N·m^{-1})
200	600	4×10^7	1×10^5

表 8 节理接触参数

Table 8 Joint contact parameters

接触法向刚度/GPa	接触切向刚度/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
8.03	3.21	2.70	31.35	1.25

3.2 采场稳定性评价指标建立

综合顶板沉降位移指标、裂纹发育指标及围岩开裂等效深度[18]等多指标因素共同评判支护后采场围岩稳定性状态,选取最佳锚索支护参数。在二步骤进路采场顶板均匀布设位移监测点,通过沉降位移大小判断顶板块体是否垮落。根据极限容许位移准则,当位移超过 100 mm 时,视作顶板岩体发生

破坏甚至垮塌;通过裂纹分布状态判断二步骤进路是否稳定,当裂纹发育扩充贯通至整个进路范围,认为进路整体处于破碎状态,无法维持自身稳定。为判断采场边界区域围岩开裂状态,以计算单元内裂纹累计长度与预制裂纹总长之比为参数,记为 γ,以 γ 值为 45%作为临界值,当超过该值即视为围岩开裂,并以边界开裂区面积(S_i)与边界长度(l_i)比值来定义围岩开裂区等效深度(d_i),定量表征围岩开裂程度,等效深度示意如图 6 所示。

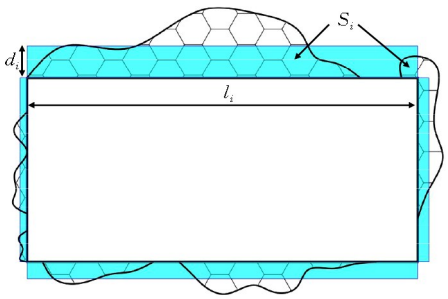


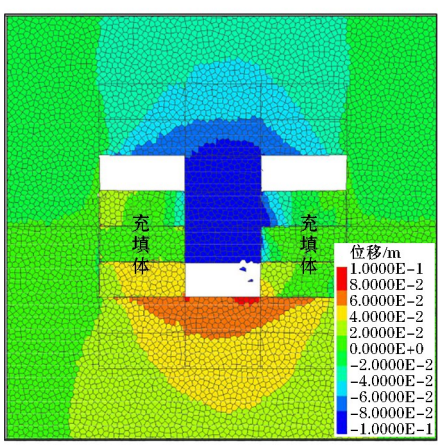
图 6 等效深度示意

Fig.6 Equivalent depth schematic

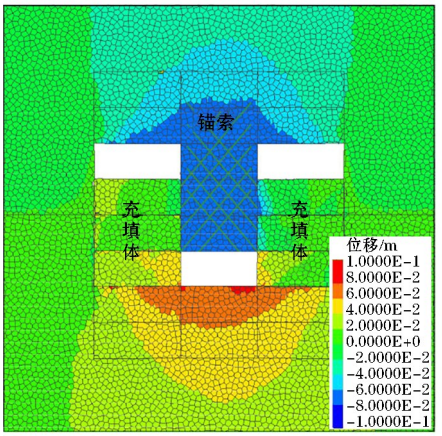
3.3 数值模拟结果分析

3.3.1 位移指标

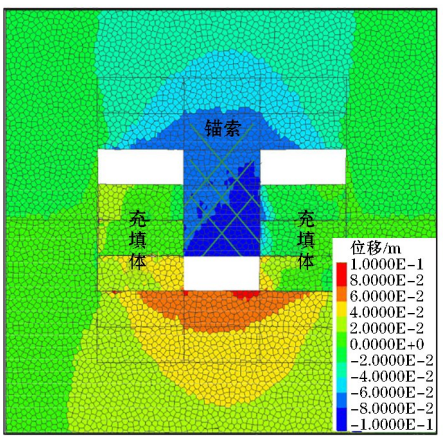
图 7 为开挖第一个二步骤进路分层时,进路周边位移云图。通过云图可知,未支护时,回采第一步分层后,顶板整体位移均超过 100 mm,并且顶板右侧可观测到明显的块体掉落。支护后顶板位移大幅缩减,维持在 100 mm 以内,并且没有明显块体脱落。对二步骤进路临近顶板位置竖直位移进行监测统计,统计结果如图 8 所示。未支护时顶板平均位移值约为 115 mm,当植入的锚索网度为 2.0 m×4.0 m 时,位移维持在 75 mm 左右,较未支护时位移降低了 34.78%;当植入的锚索网度为 3.3 m×4.0 m 时,位移维持在 84 mm 左右,较未支护时位移降低了 26.96%。



(a) 未支护



(b) 锚索网度 2.0 m×4.0 m



(c) 锚索网度 3.3 m×4.0 m

图 7 竖直位移云图

Fig.7 Vertical displacement cloud diagrams

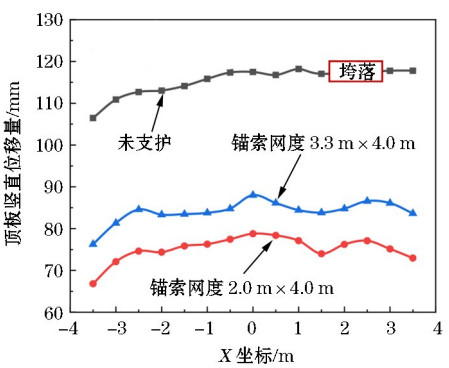


图 8 顶板竖直位移结果

Fig.8 Roof vertical displacement results

3.3.2 裂纹发育指标

图 9 为开挖第一个二步骤进路时周边裂纹分布结果。对比二步骤进路裂纹分布可知,未支护时二步骤进路以拉伸和拉剪复合裂纹为主,并贯通整个进路顶板。支护后该区域裂纹发育得到明显控制,只在临空面和充填体浅表面出现一定的裂纹。此

外,对比裂纹张开结果,未支护时顶板临空面出现大量裂纹张开,裂纹数随远离临空面而不断减少,但在靠近临空面两层位置基本贯穿整个二步骤进路。支护后顶板张开裂纹大幅缩减,仅在临空面及两侧充填体边界区域形成连续裂纹区,且锚索布设越密集,张开裂纹数越少。同时对顶板位置裂纹参数进行统计,结果见表 9。当锚索网度为 2.0 m×4.0 m 时,裂纹总数较未支护时减少 478 条,缩减幅度约为 49.03%,裂纹总长度减少 69.57 m,减少了 52.28%,降幅均达一半。当锚索网度为 3.3 m×4.0 m 时,裂纹总数缩减 364 条,缩减幅度约为 37.33%,裂纹总长度减少 53.91 m,减少了 40.51%,减幅皆超过 1/3。

表 9 二步骤进路裂纹统计结果

Table 9 Statistical results of cracks in two-step entry

类别	裂纹数量/条	裂纹总长度/m
未支护	975	133.07
锚索网度 2.0 m×4.0 m	497	63.50
锚索网度 3.3 m×4.0 m	611	79.16

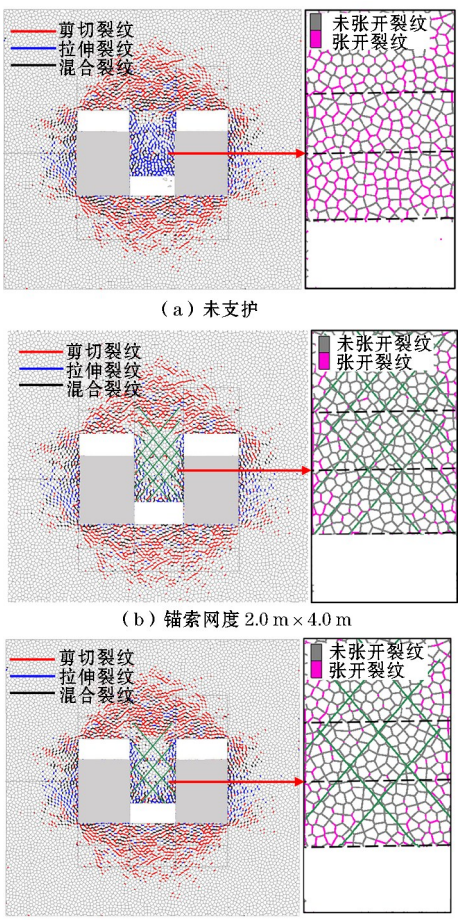


图 9 裂纹分布及张开结果

Fig.9 Crack distribution and opening results

3.3.3 围岩开裂区等效深度指标

图 10 为开挖第一个二步骤进路时围岩开裂区分布结果。通过对开裂区分布规律进行对比可知,未支护时二步骤进路左右两侧受一步骤进路回采影响,产生连续且较厚的开裂区,顶板位置开裂明显,深度较深。支护后进路左右两侧及顶板围岩开裂区范围大幅减小,在采用较为密集的锚索网度支护时尤为明显。根据图 11 统计获得的围岩开裂区等效深度数据可知,未支护时,顶板开裂区等效深度达 1.01 m,采用锚索网度 2.0 m×4.0 m 及 3.3 m×4.0 m 支护后,分别降至 0.47 m、0.64 m,降幅分别为 53.47%、36.63%。左侧开裂区深度由 0.56 m 分别降至 0.21 m、0.32 m,降幅分别约为 62.50%、42.86%,右侧由 0.51 m 分别降至 0.19 m、0.26 m,降幅分别约为62.75%、49.02%。

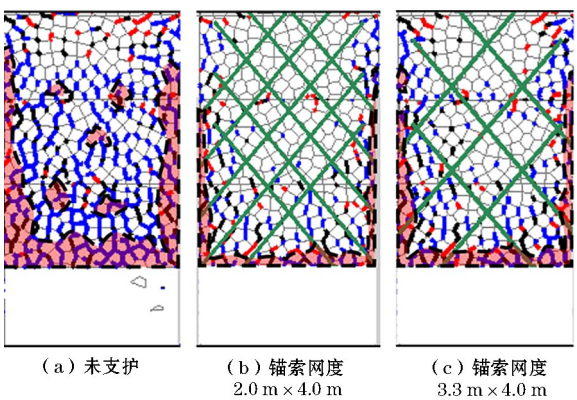


图 10 二步骤进路围岩开裂区分布

Fig.10 Distribution of surrounding rock cracking zone in two-step entry

3.3.4 小结

通过对二步骤进路进行锚索预支护,可有效控制其顶板围岩稳定性,大幅降低顶板位移,控制裂纹发育和减少块体掉落。采用不同支护参数,二步骤进路位置开裂区等效深度可减少 40%~60%。从支护效果来看,对比锚索网度 2.0 m×4.0 m 与 3.3 m×4.0 m 两种方案的位移结果,支护后都能保证顶板围岩安全稳定。在裂纹发育指标方面,两种支护方案相对未支护时在裂纹数量及裂纹长度上缩减幅度上仅相差约 11.70%,并且均未曾出现二步骤区域裂纹大幅连接贯通的现象。在围岩开裂区等效深度指标方面,两种支护方案相对未支护时的降幅差值,在顶板处为 16.84%,在进路左侧为 19.64%、右侧为 13.73%,各项指标降幅差值均不超过 20%。

综上所述,在满足安全开采的前提条件下,综合

考虑支护效果及经济效益,选择 3.3 m×4.0 m 锚索网度作为支护方案,既能控制二步骤进路回采期间的稳定,亦能显著降低支护成本。

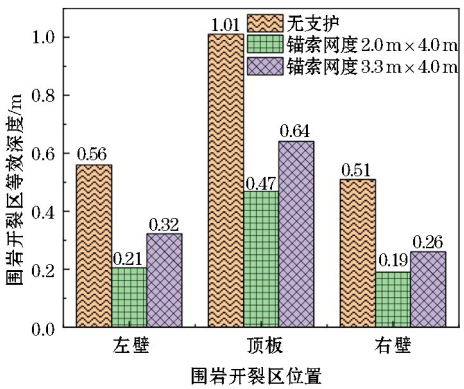


图 11 二步骤进路围岩开裂区等效深度

Fig.11 Equivalent depth of surrounding rock cracking zone in two-step entry

4 现场工业应用

根据选择的采矿方法、采场结构参数及支护方案,在现场-500 m 中段南侧 9# 采场开展工业试验(见图 12)。在二步骤进路回采前,提前施工网度为 3.3 m×4.0 m 的锚索支护。完成二步骤进路回采后,通过移动式三维激光扫描仪实时监测顶板位移,结果表明,顶板区域竖向位移差最大值为 91 mm,顶板位置未出现明显的垮塌破坏。以目前矿山的采矿、充填、支护及提升运输等成本为基础,分析投入与产出所带来的经济效益,结果见表 10。使用锚索预支护的方式回采破碎矿体,综合支护成本约 6.53 元/t,采出地质矿量 5.78 万 t,实现经济效益约 755.5 万元。

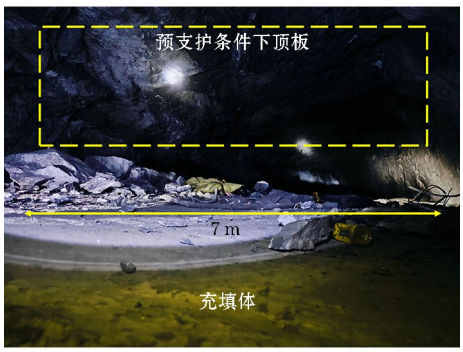


图 12 支护后顶板状态

Fig.12 Roof state after support

表 10 上向进路充填采矿法回采技术经济指标

Table 10 Technical and economic indicators of upward drift filling mining method

地质矿量/万 t	地质品位/(g·t^{-1})	损失率/%	贫化率/%	采出金属量/kg	采场生产能力/(t·d^{-1})	综合支护成本/(元·t^{-1})	克金成本/(元·g^{-1})	精矿价值/(元·g^{-1})	利润总额/万元
5.78	1.28	6	6	69.55	134	6.53	358	614	755.5

5 结论

针对某金矿采场结构参数及支护方案研究,基于工程概况对比分析选取上向进路采矿法回采矿体,通过 Mathews 图解法设计基础采场结构参数,结合矿山开采条件提出一种二步骤进路采场锚索预支护方案。通过分析顶板破坏机理和锚索支护机理,设计支护参数,并开展数值模拟验证其合理性,以优选支护参数用于现场实践,最终得出以下结论。

(1) 通过 Mathews 图解法求得稳定性系数为 1.90,对应稳定区水力半径为 3.42,确定一步骤进路尺寸(高×宽×长)为 3.3 m×8.0 m×40 m、二步骤进路尺寸为 3.3 m×7.0 m×40 m。

(2) 锚索支护后,二步骤进路顶板竖向位移位于岩体稳定区间内,顶板无明显掉块且未出现大片裂纹连接贯通区域及围岩开裂区。当布设的锚索网度为 2.0 m×4.0 m 时,与未支护时相比,顶板位移约维持在 75 mm,降低了 34.78%,裂纹总长度减少了 52.28%,裂纹总数缩减了 49.03%,顶板围岩开裂区等效深度为 0.47 m,降低了 53.47%。当布设的锚索网度为 3.3 m×4.0 m 时,与未支护时相比,顶板位移约维持在 84 mm,位移降低了 26.96%,裂纹总长度减少了 40.51%,裂纹总数缩减了 37.33%,顶板围岩开裂区等效深度为0.64 m,降低了 36.63%。

(3) 结合支护效果及经济效益需求,选择 3.3 m×4.0 m 锚索网度作为预支护方案。现场工业试验结果表明,顶板区域竖向位移差最大值为 91 mm,顶板整体稳定。该方案的应用既能控制二步骤进路回采期间的稳定,亦能显著降低支护成本,为矿山带来约 755.5 万元的经济效益。

参考文献(References):

[1] 范玉超.胶西北地区金矿成矿物质来源及成矿模式[D].吉林:吉林大学,2022.
FAN Yuchao. Origins of ore-forming materials and the metallogenic model of gold deposits in the Jiaoxibei Area [D]. Jilin: Jilin University,2022.

[2] MAO Jingwen, WANG Yitian, LI Houmin, et al. The relationship of mantle-derived fluids to gold metallogenesis in the Jiaodong Peninsula: evidence from D－O－C－S isotope systematics[J]. Ore Geology Reviews,2008,33(3):361-381.

[3] 魏瑜吉,邱昆峰,郭林楠,等.胶东大尹格庄金矿床成矿流体特征与演化[J].岩石学报,2020,36(6):1821-1832.
WEI Yuji, QIU Kunfeng, GUO Linnan, et al. Characteristics and evolution of ore-fluids of the Dayingezhuang gold deposit,Jiaodong gold province[J]. Acta Petrologica Sinica,2020,36(6):1821-1832.

[4] 万串串,郑志杰,黄丹,等.基于二维 FDEM 的金属矿破碎矿体进路法开挖方式与参数优化研究[J].矿业研究与开发,2024,44(3):16-22.
WANG Chuanchuan, ZHENG Zhijie, HUANG Dan, et al. Research on excavation method and parameter optimization of broken ore in metal mine based on two-dimensional FDEM[J]. Mining Research and Development,2024,44(3):16-22.

[5] 罗磊,胡博文.深部破碎矿体首采进路管棚支护参数计算方法及应用[J].中国矿业,2023,32(增刊 1):376-381.
LUO Lei, HU Bowen. Calculation method and application of pipe roof support parameters for first mining of deep broken orebody[J]. China Mining Magazine, 2023, 32(Suppl. 1):376-381.

[6] 周彪,李锟锴,谢雄耀,等.软岩隧道支护让压体系优化及安全状态易损性评价[J].同济大学学报(自然科学版),2024,52(7):1040-1048.
ZHOU Biao, LI Kunwu, XIE Xiongyao, et al. Optimization of yield-control support system and vulnerability evaluation of soft rock tunnel[J]. Journal of Tongji University (Natural Science Edition),2024,52(7):1040-1048.

[7] 曹定洋,尹升华,陈大鹏,等.下向进路式采场充填体顶板力学模型及稳定性分析[J].矿业研究与开发,2021,41(12):35-40.
CAO Dingyang, YIN Shenghua, CHEN Dapeng, et al. Mechanical model and stability analysis of filling body roof in downward approach stope [J]. Mining Research and Development,2021,41(12):35-40.

[8] 王万平,李建斐,晏鹏博,等.基于主动支护的木寨岭隧道高地应力软岩大变形预应力锚索支护设计实践[J].隧道建设(中英文),2023,43(增刊 1):313-322.
WANG Wanping, LI Jianfei, YAN Pengbo, et al. Design practice of prestressed anchor cable support technology for soft rock with extremely high geostress and large deformation in muzhailing tunnel[J]. Tunnel Construction, 2023,43(Suppl.1):313-322.

[9] 张钦礼,蒋超余,高翔,等.大断面六角形进路采矿法结构参数优化研究[J].黄金科学技术,2020,28(1):42-50.
ZHANG Qinli, JIANG Chaoyu, GAO Xiang, et al. Study on optimization of structural parameters of hexagonal mining method with large cross-section[J]. Gold Science and Technology,2020,28(1):42-50.

[10] 吴浩,马丹,左宇军,等.大断面六角形进路围岩应力解析与数值验证[J].采矿与安全工程学报,2022,39(5):951-960.
WU Hao, MA Dan, ZUO Yujun, et al. Analytical solution and numerical verification of surrounding rock stress in large-section hexagonal route[J]. Journal of Mining and Safety Engineering,2022,39(5):951-960.

[11] 刘冬,邵安林,金长宇,等.地下破碎矿体数值计算模型的构建及采场结构参数优化[J].中南大学学报(自然科学版),2019,50(2):437-444.
LIU Dong, SHAO Anlin, JIN Changyu, et al. Numerical model building for broken ore body and optimization of stope structural parameters [J]. Journal of Central South University (Natural Science Edition),2019,50(2):437-444.

[12] 王玺,刘兴全,李正灿,等.基于岩体质量分级的某金矿深部采场支护技术研究[J].金属矿山,2024(9):19-25.
WANG Xi, LIU Xingquan, LI Zhengcan, et al. Research on support technology of deep stope in a gold mine based on rock mass quality classification[J]. Metal Mine, 2024(9):19-25.

[13] 胡丽伟.巷道高强度预紧力锚杆支护优化方案及矿压观测研究[J].山东煤炭科技,2023,41(6):62-64＋68.
HU Liwei. Research on the optimization scheme of high strength pretensioning anchor rod support and mine pressure observation in roadways[J]. Shandong Coal Science and Technology,2023,41(6):62-64＋68.

[14] 侯朝炯,王襄禹,柏建彪,等.深部巷道围岩稳定性控制的基本理论与技术研究[J].中国矿业大学学报,2021,50(1):1-12.
HOU Chaojiong, WANG Xiangyu, BAI Jianbiao, et al. Basic theory and technology study of stability control for surrounding rock in deep roadway[J]. Journal of China University of Mining and Technology,2021,50(1):1-12.

[15] 赵永,杨天鸿,王薪荣,等.基于 Mathews 稳定图法的采空区稳定性评价[J].东北大学学报(自然科学版),2016,37(1):74-78.
ZHAO Yong, YANG Tianhong, WANG Xinrong, et al. Stability evaluation of stope based on mathews graph method[J]. Journal of Northeastern University (Natural Science Edition),2016,37(1):74-78.

[16] 张钦礼,余一波,王道林.龙首矿充填体悬臂结构的稳定性分析与评价[J].黄金科学技术,2022,30(2):254-262.
ZHANG Qinli, YU Yibo, WANG Daolin. Stability analysis and evaluation of filling cantilever structure in Longshou mine[J]. Gold Science and Technology, 2022, 30(2):254-262.

[17] 马津伟.基于 UDEC 的上保护层开采竖向应力分布规律研究[J].煤炭技术,2023,42(9):100-103.
MA Jinwei. Research on vertical stress distribution law of upper protective layer mining based on UDEC[J]. Coal Technology,2023,42(9):100-103.

[18] 孙星,安龙.深部低品位资源阶段空场嗣后充填采矿法采场结构优化与稳定性控制[J].黄金,2023,44(7):75-82.
SUN Xing, AN Long. Stope structure optimization and stability control of stage open stoping and subsequent filling mining method for deep low-grade resources[J]. Gold,2023,44(7):75-82.