富水破碎矿体高阶段采场顶板支护参数优化研究*

向伟华[1,2],周涛[1,2],王社光[1,2],路燕泽[1,2],
甘德清[3,4,5],杨志强[1,2],刘志义[3,4,5],王立杰[1,2]

(1.河北钢铁集团沙河中关铁矿有限公司, 河北 邢台市 054100;
2.河北省复杂铁矿低碳智能高效开采技术创新中心, 河北 邢台市 054100;
3.华北理工大学 矿业工程学院, 河北 唐山市 063210;
4.华北理工大学 矿产资源绿色开发与生态修复协同创新中心, 河北 唐山市 063210;
5.华北理工大学 河北省矿业开发与安全技术实验室, 河北 唐山市 063210)

摘要:为解决顶板支护参数取值不合理导致顶板失稳、材料浪费的难题,以中关铁矿北区采场为研究背景,进行支护参数优化研究。首先,基于悬吊理论和松动圈理论,并结合未支护时数值模拟结果,将塑性区作为松动圈判定依据,得出松动区厚度,进而得出锚杆长度为2.4~4.4 m;其次,根据岩体质量,设计锚杆间排距分别为0.8 m×0.8 m和1.2 m×1.2 m,锚杆长度分别为2.4 m和4.4 m,锚固力分别为17.5 MPa和20 MPa,采用FLAC3D软件建立回采模型,对比分析各方案顶板竖向应力、竖向位移、塑性区分布规律;最后,以模拟结果为基础,采用指标满意度法,选取顶板沉降量、应力释放区高度、塑性区面积以及锚杆总长度等指标,建立了综合考虑安全与经济效益的锚杆参数优选模型,计算得出综合满意度最高为0.899,确定锚杆间排距0.8 m×0.8 m、锚杆长度4.4 m、锚固力20 MPa为最优方案。模拟结果为该矿体锚杆参数的确定提供了理论支撑。

关键词:破碎矿体;高阶段采场;顶板支护;参数优化;数值模拟

中图分类号:TD353 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2025)09-0085-10

Study on Optimization of Roof Support Parameters in High Stage Stope of Water-Rich Broken Ore Body

XIANG Weihua[1,2], *ZHOU Tao*[1,2], *WANG Sheguang*[1,2], *LU Yanze*[1,2],
GAN Deqing[3,4,5], *YANG Zhiqiang*[1,2], *LIU Zhiyi*[3,4,5], *WANG Lijie*[1,2]

(1.Shahe Zhongguan Iron Mine Co., Ltd., Hebei Iron and Steel Group, Xingtai, Hebei 054100 China;
2.Hebei Innovation Center of Complex Iron Ore Low Carbon Intelligent and
Efficient Mining Technology, Xingtai, Hebei 054100 China;
3.College of Mining Engineering, North China University of Science and Technology, Tangshan, Hebei 063210, China;
4.Collaborative Innovation Center of Green Development and Ecological Restoration of Mineral Resources,
North China University of Science and Technology, Tangshan, Hebei 063210, China;
5.Hebei Mining Development and Safety Technolegy Laboratory,
North China University of Science and Technology, Tangshan, Hebei 063210, China)

Abstract: In order to solve the problem of roof instability and material waste caused by unreasonable value of roof support parameters, the optimization of support parameters was studied based on the research background of the north stope of Zhongguan Iron Mine. Firstly, based on the suspension theory and the loose circle theory, combined with the numerical simulation results without support, the plastic zone was used as the basis for the determination of the loose circle, and the thickness of the loose zone was obtained, and then the length of the bolt was 2.4-4.4 m. Secondly, according to the quality of rock mass, the designed row spacing between bolts was 0.8 m×0.8 m and 1.2 m×1.2 m respectively, the length of bolts was 2.4 m and 4.4 m respectively, and the anchoring force was 17.5 MPa and 20 MPa respectively. The FLAC3D software was used to establish the mining model, and the vertical stress, vertical displacement and plastic zone distribution of the roof of each scheme were compared and analyzed. Finally, based on the simulation results, the index satisfaction method was used to select

* **收稿日期**:2024-11-01
作者简介:向伟华(1983—),男,湖南邵阳人,硕士,正高级工程师,主要从事采矿工程管理方面的工作。E-mail:xwh570623@163.com
通信作者:周涛(1985—),男,河北邢台人,高级工程师,主要从事采矿技术研究。E-mail:mwssbwzb2011@126.com

the roof settlement, the height of the stress release zone, the area of the plastic zone and the total length of the bolt, and the optimization model of the bolt parameters considering the safety and economic benefits was established. The highest comprehensive satisfaction is 0.899, and the optimal scheme is determined to be a row spacing between bolts of 0.8 m×0.8 m, bolt length of 4.4 m and anchoring force of 20 MPa. The simulation results provide theoretical support for the determination of the bolt parameters of the ore body.

Key words: Broken ore body, High stage stope, Roof support, Parameter optimization, Numerical simulation

0 引言

相对于其他采矿方法来说,阶段空场嗣后充填采矿法的适用范围、生产能力、作业环境以及矿产资源损失、贫化等方面具有较大的优越性,且随着国家推行绿色开采,该方法在国内多座矿山得到广泛运用[1-2]。但对破碎矿体而言,大断面往往会导致采场产生过大的变形,造成顶板冒落等安全问题,不利于采场稳定,需对采场采取相应的支护措施[3]。在采场顶板支护中,支护方式、支护参数的合理选择至关重要,影响着矿山安全生产和经济效益。如果支护方式和支护参数选择不合理,则会出现两种情况,一是支护强度偏高,不仅不能充分发挥材料的性能,造成资源浪费,增加支护成本,而且繁杂的支护施工过程还会减慢凿岩巷道掘进速度,影响生产进度;二是支护强度偏小,不能有效控制顶板围岩的变形,从而容易产生冒顶等事故,存在安全隐患。因此,针对采场顶板进行锚杆支护参数优化工作具有重要意义。

锚杆支护通过改变原岩应力分布来改变岩体变形,减少破坏。王子越等[4]认为锚杆预紧力较低时,浅部围岩存在大面积拉应力区,失去自承能力;随着锚杆预紧力的提高,围岩拉应力区逐渐减小,浅部围岩实现自稳,同时能有效支撑深部岩体。李建忠等[5]对不同预紧力、不同支护密度下的支护应力场和锚杆支护作用进行了研究,认为预应力场只占锚杆支护应力场的一小部分,但锚杆预紧力对锚杆支护应力场的产生及分布有极大的影响。影响锚杆支护的因素主要包括锚杆长度、支护密度、锚固力和围岩自身稳定性等。帅平等[6]基于围岩松动圈理论计算、分析巷道支护现状,认为巷道的变形破坏是由形成的围岩松动圈等级同支护参数间的不匹配所致。针对锚杆支护参数的优化,许多学者开展了相应研究[7-11]。刘乐枝等[12]采用 FLAC3D 软件模拟分析了不同支护密度下巷道围岩的受力与变形破坏特征,并得出了最佳支护方案。吕靖烨等[13]采用 FLAC3D 对不同锚杆长度、数量和预紧力支护下的巷道围岩稳定性进行了模拟研究,并得出了最佳支护方案。王立杰等[14]针对复杂破碎矽卡岩巷道开展了支护参数优化研究,利用 FLAC3D 确定了最佳锚杆长度和合理预紧力。张浩鑫等[15]利用数值模拟方法对比分析了近地表矿体在未支护与支护条件下采场顶板沉降量的变化,为类似矿体开采提供了一定的参考。

上述研究成果表明,松动圈的确定是支护设计的前提,锚杆支护受多因素交互作用。但上述成果大多基于巷道支护得出,对于高阶段大断面采场的支护研究相对较少。因此,本文根据松动圈理论和悬吊理论,并结合数值模型对锚杆最短长度进行计算;然后,对不同锚杆长度、锚杆间排距、锚固力支护的采场进行数值模拟研究,对比分析各支护参数对顶板稳定性的影响;最后,根据各指标满意度大小得出最佳支护参数。

1 基于松动圈理论和悬吊理论的锚杆长度计算

1.1 悬吊理论

在悬吊理论中[16],锚杆的支护原理是通过锚固作用将松动区内容易失稳的岩层悬吊在松动圈上部的稳定岩层,以增加松动区内的稳定性,如图 1 所示。对结构参数较大的采场,采场开挖使得应力重新分布,加之频繁的爆破扰动,导致其直接顶板呈现不同程度的沉降趋势。为防止采场沉降过大出现顶板冒落等安全问题,使用锚杆将直接顶板及时挤压,悬吊在稳定层中。对于岩体来说,影响悬吊作用的主要因素是所悬吊岩层的厚度,此时,锚杆长度可根据悬吊区域高度、稳定岩层内杆长和外露杆长来确定,锚杆长度计算公式如式(1)所示。

$$L \geqslant L_1 + L_2 + L_3 \tag{1}$$

式中:L 为锚杆总长度,m;L_1 为打入稳定岩层段长度,m;L_2 为围岩松动圈厚度,m;L_3 为锚杆外露长度,m。

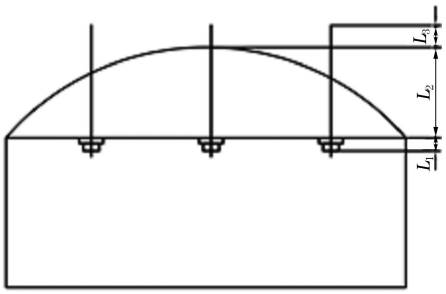


图 1 悬吊理论锚杆支护原理

Fig.1 Bolt support principle of suspension theory

1.2 松动圈理论

深层岩石在未受到外力扰动时处于比较稳定的三向受压状态,当巷道进行开挖时,围岩受力状态会发生明显变化,这个过程伴随着围岩应力重分布,围岩内部应力重新调整之后,可能处于两种状态:一种是离巷道较远的岩石受到的影响较小,仍处于弹性状态;另一种是距巷道表面较近的围岩会在不平衡力的作用下产生不可逆的破碎变形,这部分围岩处于松动状态,形成的区域即松动圈。

在实际工作中,松动圈测量常基于已开挖巷道表面,利用超声波来预测其范围[17-18]。但在实际工作中,巷道属于小断面工程,该场景下的测量结果往往小于采场开采时大断面的实际值。在 FLAC3D 软件中,塑性区主要用于表示岩体在复杂应力状态下不可逆的塑性变形行为,这与松动圈理论中松动圈的概念一致,因此本文采用数值模拟方法获取松动圈厚度。但数值模拟中力学参数的确定是一个十分棘手的问题,不同网格、不同参数下塑性区结果差异很大,单纯地依赖室内岩石试验往往不具备代表性。因此,本次建立的数值模型在室内岩石力学试验的基础上,在确定网格尺寸的条件下,对该矿体同区域采场结构参数较小的稳定采场变形特征以及实测地应力数据进行参数反演,以提高松动区范围的合理性。

除上述原因外,不同采场结构参数下松动区范围也不同。因此,需对确定的结构参数进行开挖计算,得出其对应的松动区范围。当采场长度为 60 m、宽度为 18 m、高度为 60 m 时,采场塑性区分布云图如图 2 所示。该模型网格大小为 2 m,L_2 大部分为 2 m,中部为 4 m。在进行锚杆支护时,L_1 一般为 0.3～0.4 m,考虑该矿体为破碎矿体,取 0.3 m。L_3 一般为 0.1 m,将上述值代入式(1),得出 L 为 2.4～4.4 m。

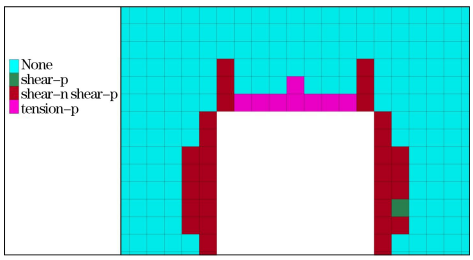


图 2 未支护时塑性区分布云图

Fig.2 Distribution diagram of plastic zone without support

2 顶板锚杆支护数值模拟优化

2.1 模拟方案

采场结构参数采用矿山岩体质量相对较好区域的实际参数:采场长度为 60 m,宽度为 18 m,高度为 60 m。锚杆采用 Φ20 mm 左旋树脂锚杆,全长锚固,锚杆支护模型如图 3 所示。锚杆的悬吊作用除受岩层影响外,还受锚杆长度、锚杆间排距及锚固强度的影响。因此,本文通过改变锚杆长度、锚杆间排距、锚固力,对顶板最大位移量、应力和塑性区进行研究,数值模拟方案见表 1。

表 1 数值模拟方案

Table 1 Scheme of numerical simulation

方案编号	锚杆长度/m	锚杆间排距/m	锚固力/MPa
1	0	0	0
2	2.4	0.8×0.8	17.5
3	2.4	0.8×0.8	20.0
4	4.4	0.8×0.8	17.5
5	4.4	0.8×0.8	20.0
6	2.4	1.2×1.2	17.5
7	2.4	1.2×1.2	20.0
8	4.4	1.2×1.2	17.5
9	4.4	1.2×1.2	20.0

2.2 数值模型

考虑该矿体地质结构,选用 FLAC3D 内置命令流建模,采用标准六面体网格,网格渐变稀疏,最小网格长度为 2 m,取 x、y、z 轴分别为矿体走向、倾向、高度,在模型走向方向建立矿房,模型长 600 m,宽 400 m,高 500 m。模型施加底面和侧面法向位移约束,顶部施加均布荷载模拟采深。采用摩尔-库伦本构模型,结合前期力学试验及岩体质量评价结果[19]进行赋值,三维数值模型如图 4 所示。该矿体为极厚矿体且该盘区围岩均为矿体,因此,模型先按矿体参数赋值,再根据修正后的 Hoek-Brown 强度准则计算模拟力学参数,见表 2。

表 2 矿岩力学参数

Table 2 Mechanical parameters of ore and rock

密度/(kg/m³)	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	弹性模量/GPa	泊松比
3 900	4.26	4.31	50.7	19.69	0.22

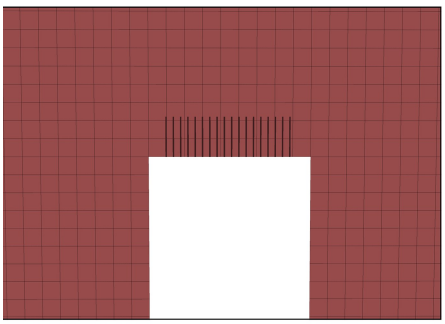


图 3 锚杆支护

Fig.3 Bolt support

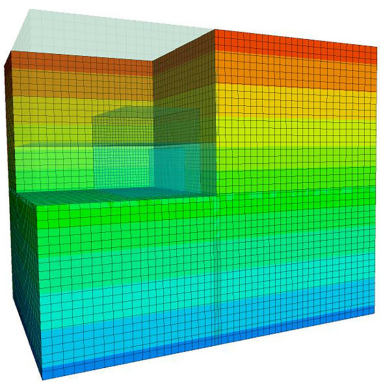


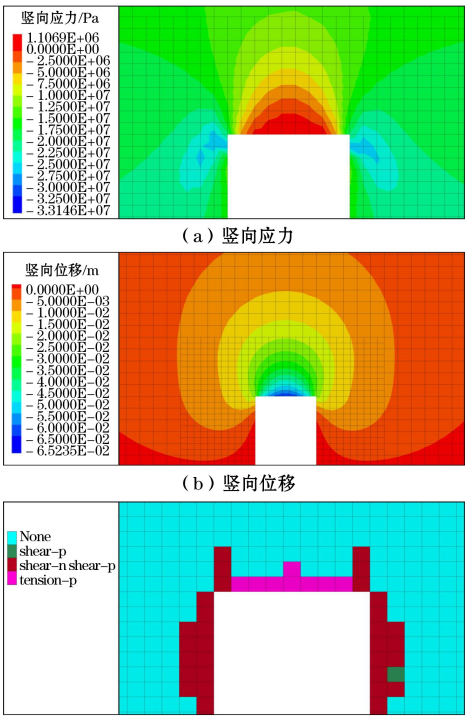
图 4 三维数值模型

Fig.4 Three-dimensional numerical model

2.3 稳定性分析

锚杆对顶板的支护作用主要体现在顶板的应力、位移以及破坏程度,因此,选用顶板竖向应力、竖向位移和塑性区作为稳定性分析依据。考虑支护仅作用于采场顶板且顶板仅存在负向位移,为使云图更为直观,将数值云图切片设置为仅显示顶板部位,且将位移云图颜色标尺最小值设为 0。

未对顶板进行支护(方案 1)时,顶板竖向应力、竖向位移、塑性区分布云图如图 5 所示,采场顶板主要表现为拉应力,大小约为 1.1 MPa,拉应力覆盖范围较大,存在极大的安全隐患。两帮与顶板交汇处附近产生压应力集中,呈“八字形”分布;顶板最大沉降量为 65.235 mm,最大值分布在顶板表面,呈“半椭圆形”分布;两帮与顶板交汇处均发生过 6 m 深的剪切破坏。顶板主要表现为拉伸破坏,最深处约为 4 m。



(a) 竖向应力

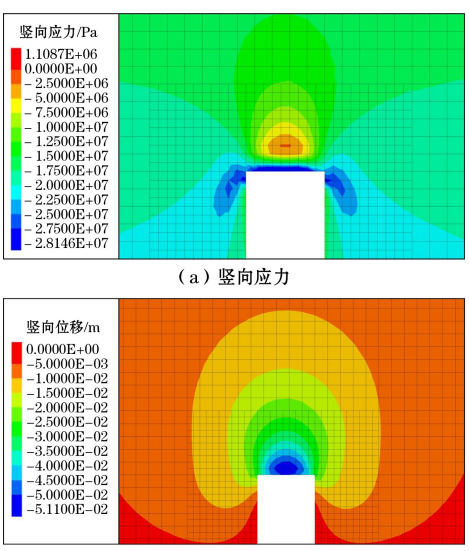
(b) 竖向位移

(c) 塑性区

图 5 方案 1 顶板竖向应力、竖向位移和塑性区分布云图

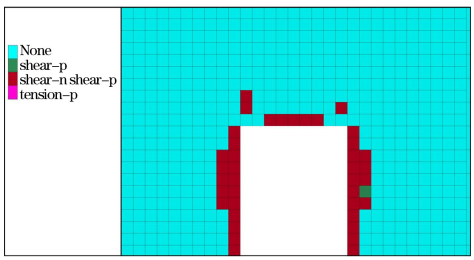
Fig.5 Vertical stress, vertical displacement and plastic zone distribution cloud diagrams of the roof of scheme 1

锚杆间排距为 0.8 m×0.8 m、长度为 2.4 m、锚固力为 17.5 MPa(方案 2)时,顶板竖向应力、竖向位移、塑性区分布云图如图 6 所示,应力释放区域位于顶板上部 4 m 处,顶板锚固位置表现为压应力集中。两帮与顶板交汇处附近产生的压应力集中程度降低;顶板最大沉降量为 51.100 mm,最大值分布区域上移,沉降量较未支护时降低了 21.67%;两帮与顶板交汇处上部均有不同程度的剪切破坏。顶板主要表现为剪切破坏,破坏宽度约为 10 m,最深处约为 2 m。



(a) 竖向应力

(b) 竖向位移

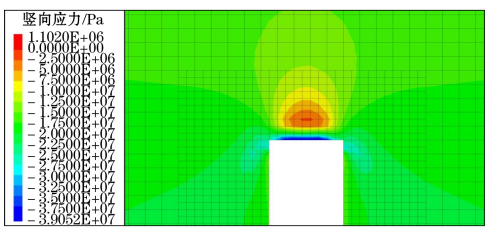


(c) 塑性区

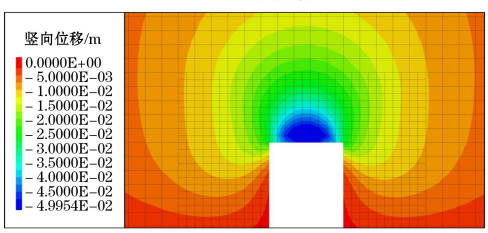
图 6 方案 2 顶板竖向应力、竖向位移和塑性区分布云图

Fig.6 Vertical stress, vertical displacement and plastic zone distribution cloud diagrams of the roof of scheme 2

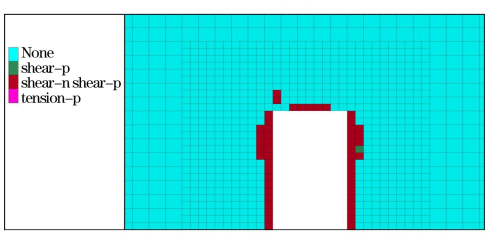
锚杆间排距为 0.8 m×0.8 m、长度为 2.4 m、锚固力为 20 MPa(方案 3)时,顶板竖向应力、竖向位移、塑性区分布云图如图 7 所示,应力释放区域位于顶板上部 4 m 处,顶板锚固位置表现为压应力集中,两帮与顶板交汇处附近产生的压应力集中程度降低;顶板最大沉降量为 49.954 mm,最大值分布区域上移,沉降量较未支护时降低了 23.42%;两帮与顶板交汇处仅存在单侧剪切破坏。顶板主要表现为剪切破坏,破坏宽度约为 10 m,最深处约为 2 m。



(a) 竖向应力



(b) 竖向位移

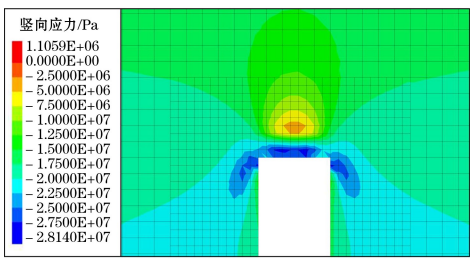


(c) 塑性区

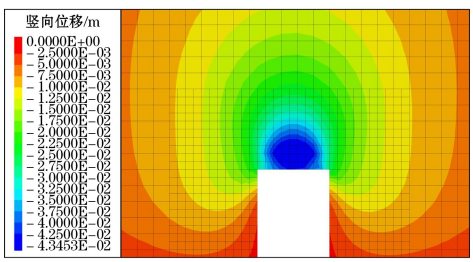
图 7 方案 3 顶板竖向应力、竖向位移和塑性区分布云图

Fig.7 Vertical stress, vertical displacement and plastic zone distribution cloud diagrams of the roof of scheme 3

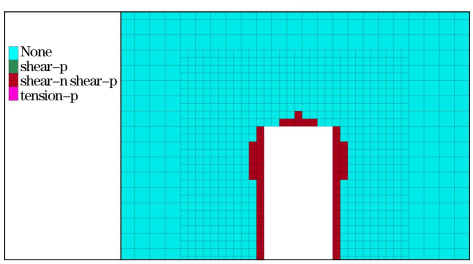
锚杆间排距为 0.8 m×0.8 m、长度为 4.4 m、锚固力为 17.5 MPa(方案 4)时,顶板竖向应力、竖向位移、塑性区分布云图如图 8 所示,应力释放区域位于顶板上部 6 m 处,顶板锚固位置及两帮与顶板交汇处表现为压应力集中;顶板最大沉降量为 43.453 mm,最大值分布区域上移,沉降量较未支护时降低了 33.39%;两帮与顶板交汇处不存在剪切破坏。顶板主要表现为剪切破坏,破坏宽度约为 10 m,最深处约为 4 m。



(a) 竖向应力



(b) 竖向位移

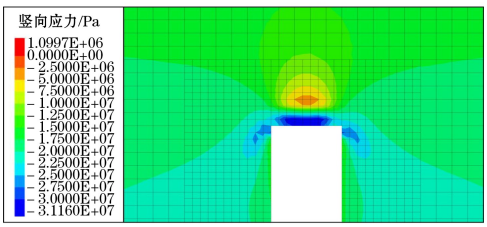


(c) 塑性区

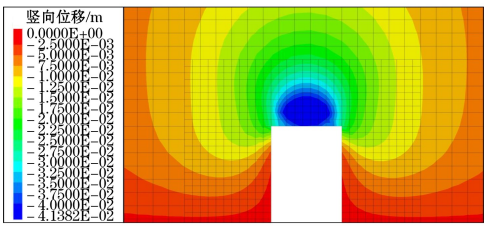
图 8 方案 4 顶板竖向应力、竖向位移和塑性区分布云图

Fig.8 Vertical stress, vertical displacement and plastic zone distribution cloud diagrams of the roof of scheme 4

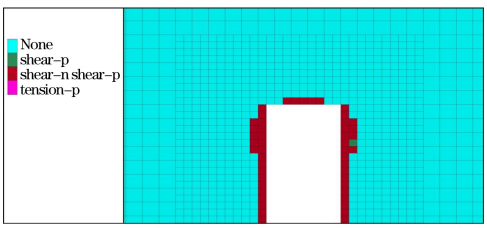
锚杆间排距为 0.8 m×0.8 m、长度为 4.4 m、锚固力为 20 MPa(方案 5)时,顶板竖向应力、竖向位移、塑性区分布云图如图 9 所示,应力释放区域位于顶板上部 6 m 处,顶板锚固位置及两帮与顶板交汇处表现为压应力集中;顶板最大沉降量为 41.382 mm,最大值分布区域上移,沉降量较未支护时降低了 36.56%;两帮与顶板交汇处不存在剪切破坏。顶板主要表现为剪切破坏,破坏宽度约为 10 m,最深处约为 2 m。



(a) 竖向应力



(b) 竖向位移



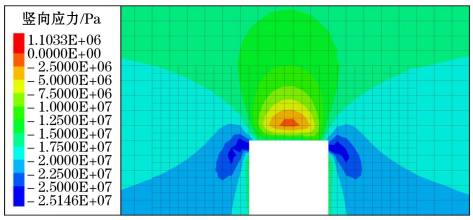
(c) 塑性区

图 9 方案 5 顶板竖向应力、竖向位移和塑性区分布云图

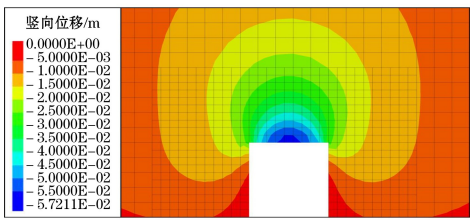
Fig.9 Vertical stress, vertical displacement and plastic zone distribution cloud diagrams of the roof of scheme 5

锚杆间排距为 1.2 m×1.2 m、长度为 2.4 m、锚固力为 17.5 MPa(方案 6)时,顶板竖向应力、竖向位移、塑性区分布云图如图 10 所示,应力释放区域位于顶板上部 2 m 处,顶板锚固位置基本处于初始地应力水平,两帮与顶板交汇处表现为压应力集中;顶板最大沉降量为 57.211 mm,最大值分布区域呈“半圆形”,沉降量较未支护时降低了 12.30%;两帮与顶板交汇处表现为不同程度的剪切破坏。顶板主要表现为拉伸破坏,破坏宽度约为 6 m,最深处约为 2 m。

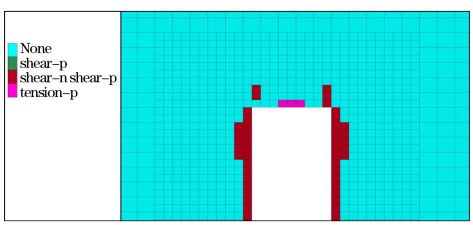
锚杆间排距为 1.2 m×1.2 m、长度为 2.4 m、锚固力为 20 MPa(方案 7)时,顶板竖向应力、竖向位移、塑性区分布云图如图 11 所示,应力释放区域位于顶板上部 2 m 处,顶板锚固位置基本处于初始地应力水平,两帮与顶板交汇处表现为压应力集中;顶板最大沉降量为 56.457 mm,最大值分布区域呈“半圆形”,沉降量较未支护时降低了 13.46%;两帮与顶板交汇处表现为不同程度的剪切破坏。顶板主要表现为拉抻破坏,破坏宽度约为 6 m,最深处约为 2 m 厚,其中纯拉伸破坏宽度约为 2 m。



(a) 竖向应力



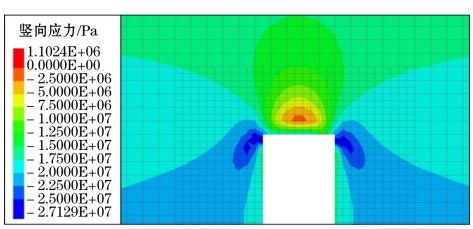
(b) 竖向位移



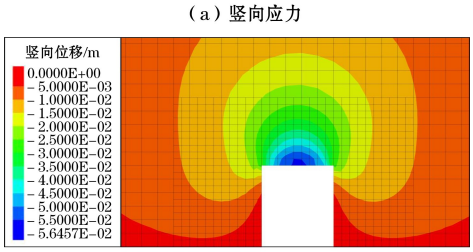
(c) 塑性区

图 10 方案 6 顶板竖向应力、竖向位移和塑性区分布云图

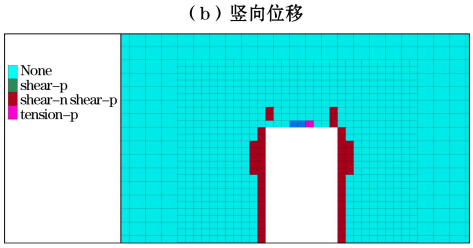
Fig.10 Vertical stress, vertical displacement and plastic zone distribution cloud diagrams of the roof of scheme 6



(a) 竖向应力



(b) 竖向位移

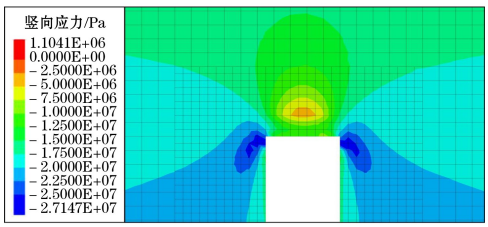


(c) 塑性区

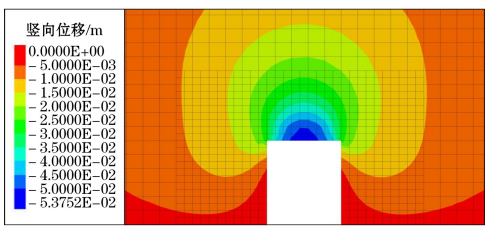
图 11 方案 7 顶板竖向应力、竖向位移和塑性区分布云图

Fig.11 Vertical stress, vertical displacement and plastic zone distribution cloud diagrams of the roof of scheme 7

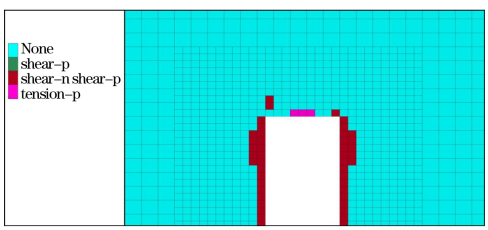
锚杆间排距为 1.2 m×1.2 m、长度为 4.4 m、锚固力为 17.5 MPa(方案 8)时,顶板竖向应力、竖向位移、塑性区分布云图如 12 所示,应力释放区域位于顶板上部 4 m 处,顶板锚固位置基本处于初始地应力水平,两帮与顶板交汇处表现为压应力集中;顶板最大沉降量为 53.752 mm,最大值分布区域呈“半圆形”,沉降量较未支护时降低了 17.60%;两帮与顶板交汇处表现为不同程度的剪切破坏。顶板主要表现为拉伸破坏,破坏宽度约为 6 m,最深处约为 2 m。



(a) 竖向应力



(b) 竖向位移

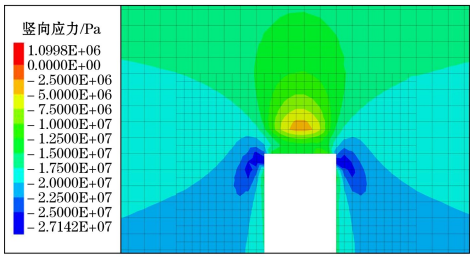


(c) 塑性区

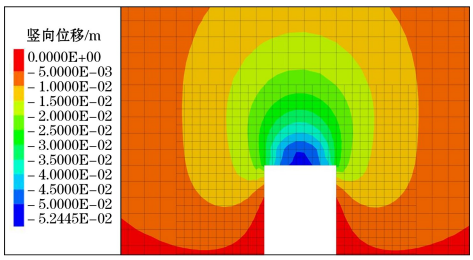
图 12 方案 8 顶板竖向应力、竖向位移和塑性区分布云图

Fig.12 Vertical stress, vertical displacement and plastic zone distribution cloud diagrams of the roof of scheme 8

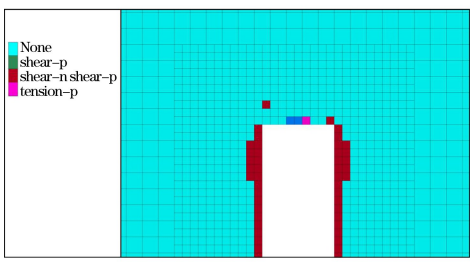
锚杆间排距为 1.2 m×1.2 m、长度为 4.4 m、锚固力为 20 MPa(方案 9)时,顶板竖向应力、竖向位移、塑性区分布云图如 13 所示,应力释放区域位于顶板上部 4 m 处,顶板锚固位置基本处于初始地应力水平,两帮与顶板交汇处表现为压应力集中;顶板最大沉降量为 52.445 mm,最大值分布区域呈“半圆形”,沉降量较未支护时降低了 19.61%;两帮与顶板交汇处表现为不同程度的剪切破坏。顶板主要表现为拉剪破坏,破坏宽度约为 6 m,最深处约为 2 m,其中纯拉伸破坏宽度约为 2 m。



(a) 竖向应力



(b) 竖向位移



(c) 塑性区

图 13 方案 9 顶板竖向应力、竖向位移和塑性区分布云图

Fig.13 Vertical stress, vertical displacement and plastic zone distribution cloud diagrams of the roof of scheme 9

为观测采场顶板的整体沉降情况,在采场长度方向和宽度方向沉降最大值处分别布置测线,提取各方案采场整体沉降曲线,如图 14 所示。由图 14 可知,对顶板进行支护可以有效控制顶板的沉降,各方案沉降曲线变化趋势相近,均呈先增大后减小趋势;采用方案 3、方案 4、方案 5 进行支护后,顶板沉降量基本控制在 50 mm 以内。采用方案 2、方案 6、方案 7、方案 8、方案 9 进行支护后,顶板沉降量基本大于 50 mm,应用时可加大对该区域的监测和管理。观察相邻方案沉降曲线可知,增加锚固力对顶板的控制效果不明显,随着锚杆间排距减小、锚杆长度的增加,锚固力对顶板的控制效果逐渐增加。依据顶板控制效果,将方案分为 5 类,其控制效果从差到好依次为:未支护、低支护密度短杆、低支护密度长杆、高支护密度短杆、高支护密度长杆,其中低支护密度长杆与高支护密度短杆控制效果相近。结合岩体极限容许位移判据(50 mm),初步确定支护方案为:方案 2、方案 3、方案 4、方案 5、方案 8、方案 9。

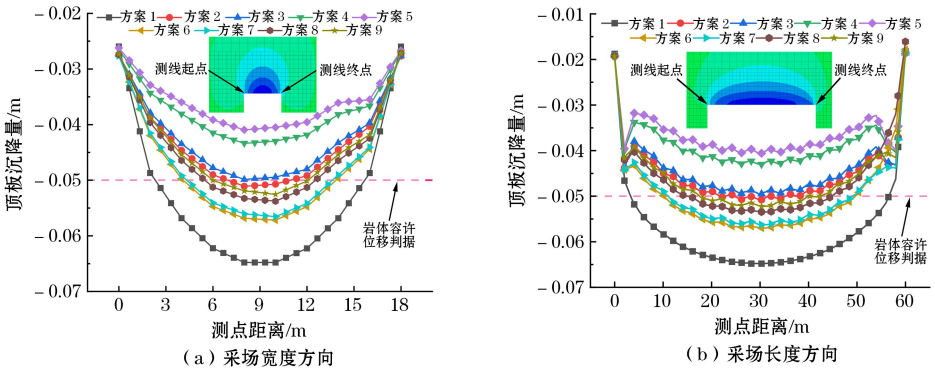


图 14 各方案采场整体沉降曲线

Fig.14 Overall settlement curves of each scheme stope

3 基于指标满意度的锚杆支护参数优选

3.1 多指标满意度模型构建

对上文选定的 6 种支护方案中顶板沉降量、应力释放区位置、塑性区面积等进行安全指标满意度评价。然而,在支护过程中,除了安全外,支护成本也是极为重要的一部分,引入锚杆总长度作为模型的成本指标,可得模糊矩阵 $\boldsymbol{R}$:

$$\boldsymbol{R}=\begin{pmatrix}51.100 & 4.000 & 8.000 & 2\,808\\ 49.954 & 4.000 & 7.000 & 2\,808\\ 43.453 & 6.000 & 6.000 & 5\,148\\ 41.382 & 6.00 & 5.000 & 5\,148\\ 53.752 & 4.000 & 6.000 & 2\,270\\ 52.445 & 4.000 & 5.000 & 2\,270\end{pmatrix} \tag{2}$$

3.2 满意度计算

由于安全指标和成本指标均以较小值为优,使用式(3)计算指标满意度,在对位移指标进行满意度计算时,以未支护时的顶板沉降量作为位移的最大值。在对锚杆长度指标进行满意度计算时,以矿山现行支护方式(锚杆、锚索联合支护)的总长度为最大值,本次计算总长取 10 000 m,各指标满意度见表 3。

$$f_{x_{ij}}=\frac{x_{i\max}-x_{ij}}{x_{i\max}-x_{i\min}} \tag{3}$$

式中:$f_{x_{ij}}$ 为第 i 个指标的第 j 个方案的满意度;$x_{i\max}$ 为第 i 个指标所能接受的最大值;x_{ij} 为第 i 个指标的第 j 个方案的原始值;$x_{i\min}$ 为各方案中第 i 个指标的最小值。

表 3 各评价指标满意度

Table 3 Satisfaction of each evaluation index

方案编号	顶板沉降量		应力释放区高度		塑性区面积		锚杆总长度	
	沉降量/mm	满意度	高度/m	满意度	面积/m^2	满意度	总长度/m	满意度
2	51.100	0.592 895	4	0.666 667	8	0.000	2 808	0.813 065
3	49.954	0.640 903	4	0.666 667	7	0.333	2 808	0.813 065
4	43.453	0.913 242	6	1	6	0.667	5 148	0.5
5	41.382	1	6	1	5	1.000	5 148	0.5
8	53.752	0.481 798	4	0.666 667	6	0.667	2 270	1
9	52.445	0.536 551	4	0.666 667	5	1.000	2 270	1

3.3 基于变异系数法的各指标权重计算

变异系数法依据指标值变化区间的大小,其原则是使各指标权重保持最大离散度,变化区间较小的指标赋予较小的权重,变化区间较大的指标赋予较大的权重。本文采用变异系数法计算各指标的权重,采用式(4)、式(5)计算各指标满意度的平均值 u_i 和标准差 s_i,取其比值作为各指标权重 $\boldsymbol{w}$。

$$u_i=\frac{1}{n}\sum_{j=1}^{n}f_{x_{ij}} \tag{4}$$

式中,n 为第 i 个指标中的方案总数。

$$s_i=\sqrt{\frac{\sum_{j=1}^{n}(f_{x_{ij}}-u_i)^2}{n}} \tag{5}$$

通过式(6)计算各指标变异系数,并进行归一化处理,即为各指标的权重 $\boldsymbol{w}$。

$$w=\frac{s_i}{u_i} \tag{6}$$

3.4 综合满意度优选

依据模糊关系矩阵综合评判法(计算公式见式(7)),得到指标的综合满意度 $\bar{\boldsymbol{R}}$,如图 15 所示。各方案综合满意度大小排序依次为:方案 5>方案 9>方案 4>方案 8>方案 3>方案 2,综合各方案顶板竖向应力、顶板竖向位移云图以及综合满意度,确定最佳支护参数为锚杆间排距 0.8 m×0.8 m、锚杆长度 4.4 m、锚固力 20 MPa。

$$\bar{\boldsymbol{R}}=\boldsymbol{R}\boldsymbol{w}^{\mathrm{T}}=[r_1,r_2,r_3,\cdots,r_n] \tag{7}$$

式中,r_i 为方案 i 的综合满意度。

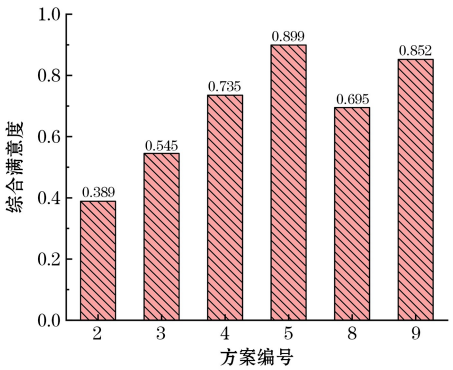


图 15 各方案综合满意度

Fig.15 Comprehensive satisfaction of each scheme

4 结论

本文基于松动圈理论与悬吊理论,结合数值模拟方法,对中关铁矿北区采场顶板支护参数进行了设计与优化,得出的主要结论如下。

(1) 当采场长度为 60 m、宽度为 18 m、高度为 60 m 时,顶板松动区厚度为 2~4 m,结合锚杆长度计算公式得出锚杆长度为 2.4~4.4 m。

(2) 锚杆支护可以改变顶板的应力分布,使顶板锚固位置处于地应力水平或产生应力集中区;使应力释放区向上平移远离顶板,减少顶板破坏区发展,以保持顶板的稳定。

(3) 基于指标满意度法,建立了综合考虑安全与经济效益的锚杆支护参数优选模型,计算得出综合满意度最高的支护参数为:锚杆间排距 0.8 m×0.8 m、锚杆长度 4.4 m、锚固力 20 MPa。

参考文献(References):

[1] 吴爱祥,王勇,张敏哲,等.金属矿山地下开采关键技术新进展与展望[J].金属矿山,2021(1):1-13.
WU Aixiang, WANG Yong, ZHANG Minzhe, et al. New development and prospect of key technology in underground mining of metal mines[J]. Metal Mine,2021(1):1-13.

[2] 惠安社,李明楼,路增祥,等.我国无底柱分段崩落法结构参数优化研究进展与方向[J].金属矿山,2020(3):1-11.
HUI Anshe, LI Minglou, LU Zengxiang, et al. Study progress and direction of structural parameters optimization of non-pillar sublevel caving method in China[J]. Metal Mine,2020(3):1-11.

[3] 康红普.我国煤矿巷道锚杆支护技术发展 60 年及展望[J].中国矿业大学学报,2016,45(6):1071-1081.
KANG Hongpu. Sixty years development and prospects of rock bolting technology for underground coal mine roadways in China[J]. Journal of China University of Mining & Technology,2016,45(6):1071-1081.

[4] 王子越,姜鹏飞,孟宪志,等.预紧力锚杆支护效果及机理数值对比研究[J].采矿与岩层控制工程学报,2022,4(4):56-66.
WANG Ziyue, JIANG Pengfei, MENG Xianzhi, et al. Numerical study of support effectiveness and mechanism of pre-stressed bolts[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering,2022,4(4):56-66.

[5] 李建忠,康红普,高富强,等.原岩应力场作用下的锚杆支护应力场及作用分析[J].煤炭学报,2020,45(增刊 1):99-109.
LI Jianzhong, KANG Hongpu, GAO Fuqiang, et al. Analysis of bolt support stress field and bolt support effect under in-situ stress field[J]. Journal of China Coal Society,2020,45(Suppl.1):99-109.

[6] 帅平,陈俊智,任春芳,等.围岩松动圈理论在某矿巷道支护优化中的应用[J].金属矿山,2024(8):64-69.
SHUAI Ping, CHEN Junzhi, REN Chunfang, et al. Application of the loose circle theory of surrounding rock in the optimization of roadway support in one iron mine[J]. Metal Mine,2024(8):64-69.

[7] 孙晓明,何满潮.深部开采软岩巷道耦合支护数值模拟研究[J].中国矿业大学学报,2005(2):37-40.
SUN Xiaoming, HE Manchao. Numerical simulation research on coupling support theory of roadway with in soft rock at depth[J]. Journal of China University of Mining & Technology,2005(2):37-40.

[8] 李超,陈登红,李琛,等.深部煤巷切顶复用矿压显现规律及防控对策研究[J].矿业研究与开发,2024,44(3):82-89.
LI Chao, CHEN Denghong, LI Chen, et al. Research on the behavior law and prevention and control measures of mining pressure of deep coal roadway after roof cutting and reusing[J]. Mining Research and Development,2024,44(3):82-89.

[9] 程志斌,王祖洸,李化敏,等.大同矿区回采巷道覆岩稳定性分类及支护参数优化[J].矿业安全与环保,2023,50(5):111-115+123.
CHEG Zhibin, WANG Zuguang, LI Huamin, et al. Study on overburden stability classification and support parameters of mining roadway in Datong mining area[J]. Mining Safety & Environmental Protection,2023,50(5):111-115+123.

[10] 王辉,陈庆发,张绍国,等.铜坑矿92号矿体巷道顶板锚杆支护参数优化研究[J].采矿技术,2023,23(1):17-20.
WANG Hui, CHEN Qingfa, ZHANG Shaoguo, et al. Study on optimization of bolt support parameters of roadway roof in No. 92 ore body of Tongkeng Mine[J]. Mining technology,2023,23(1):17-20.

[11] 马涛,朱志岗,董秋平,等.基于正交试验的尖山地下矿巷道支护参数研究[J].采矿技术,2022,22(4):59-66.
MA Tao, ZHU Zhigang, DONG Qiuping, et al. Study on roadway support parameters of Jianshan underground mine based on orthogonal test[J]. Mining technology, 2022, 22(4):59-66.

[12] 刘乐枝,刘华举,陈登红,等.深井复杂条件下煤巷快速掘进支护参数调整可行性研究与应用[J].矿业研究与开发,2024,44(11):82-89.
LIU Lezhi, LIU Huaju, CHEN Denghong, et al. Feasibility study and application of parameter adjustment for rapidexcavation support under complex conditions of deep coal roadways[J]. Mining Research and Development,2024,44(11):82-89.

[13] 吕靖烨,王美君,李晟.节理发育区巷道锚杆支护参数优化研究[J].金属矿山,2024(5):220-225.
LYU Jingye, WANG Meijun, LI Sheng. Study on parameter optimization of roadway bolt support in joint-developed area[J].Metal Mine,2024(5):220-225.

[14] 王立杰,耿帅,尹爱民,等.复杂矽卡岩巷道锚杆支护参数优化研究[J].金属矿山,2022(4):60-65.
WANG Lijie, GENG Shuai, YIN Aimin, et al. Study on optimization of bolt support parameters for complex skarn roadway[J]. Metal Mine,2022(4):60-65.

[15] 张浩鑫,王沉,李子臣,等.空场嗣后充填开采法矿房数值模拟分析与参数优化[J].有色金属(矿山部分),2023,75(3):37-45+62.
ZHANG Haoxin, WANG Chen, LI Zichen, et al. Study on room parameter optimization of open-stope subsequent filling mining in fluorite mine[J]. Nonferrous Metals (Mining Section),2023,75(3):37-45+62.

[16] 汪华君,胡云江,朱恒忠,等.渝阳煤矿深部巷道支护优化设计研究[J].矿业安全与环保,2015,42(2):92-95+99.
WANG Huajun, HU Yunjiang, ZHU Hengzhong, et al. Research on optimization design of deep roadway support in Yuyang Mine[J]. Mining Safety & Environmental Protection,2015,42(2):92-95+99.

[17] 刘刚,肖勇卓,朱俊福,等.围岩松动圈理论计算方法的评述与展望[J].煤炭学报,2021,46(1):46-56.
LIU Gang, XIAO Yongzhuo, ZHU Junfu, et al. Overview on theoretical calculation method of broken rock zone[J]. Journal of China Coal Society,2021,46(1):46-56.

[18] 杨胜利,王进学,张鹏,等.基于围岩松动圈理论的锚杆支护技术研究[J].金属矿山,2010(6):44-47.
YANG Shengli, WANG Jinxue, ZHANG Peng, et al. Study of bolt support technique based on surrounding rock loose circle theory[J]. Metal Mine,2010(6):44-47.

[19] 路燕泽,郭斌,杨志强,等.复杂采场结构参数数值模拟及采矿方法优化[J].金属矿山,2022(8):69-74.
LU Yanze, GUO Bin, YANG Zhiqiang, et al. Numerical simulation on complex stope structure parameters and optimization on mining method[J]. Metal Mine,2022(8):69-74.