高阶段充填采场顶板稳定性及支护参数优化研究*

王社光[1,2],向伟华[1,2],赵兴东[3],路燕泽[1,2],于庆磊[2,3],
蔺增元[4],张鹏海[2,3],杨学瑞[3],王立杰[1,2],曲效成[4]

(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.东北大学 资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819;
4.北京安科兴业科技股份有限公司, 北京 100083)

摘要:在地下金属矿山开采中,采场顶板稳定性直接关系到高阶段充填采场的整体安全。以中关铁矿两类不同高度采场为工程背景,通过测试未受采动影响下预控顶巷松动圈范围,选取合适的长度锚杆,提出4种不同排距的"预应力长锚索+锚网喷"联合支护方案,模拟对比分析在不同锚索排距条件下,多重采动过程中采场顶板稳定性,以确定最优锚索排距等支护参数。结果表明:30 m高度采场预控顶巷帮部松动圈范围为1.6~2.0 m,60 m高度采场松动圈范围为1.4~2.3 m,选取锚杆长度为2.4 m;当锚索排距分别为3.5 m、2.5 m、1.5 m时,30 m高度采场支护控制效果较无锚索、锚索排距3.5 m、锚索排距2.5 m分别增长37.15%、37.50%、26.25%;当锚索排距分别为5 m、4 m、3 m时,60 m高度采场支护控制效果较无锚索、锚索排距5 m、锚索排距4 m分别增长36.65%、34.00%、30.35%;综合考虑经济成本及施工强度,确定30 m和60 m高度采场预控顶巷锚索排距分别为2.5 m和4.0 m。经工程实践验证,回采过程中未发生垮冒,稳定性较好,回采率88.25%,贫化率10.39%,可进一步推广应用。

关键词:高阶段充填采场;预控顶;联合支护;支护参数;数值模拟

中图分类号:TD853 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2025)02-0033-09

Study on Roof Stability and Optimization of Support Parameters of High-Stage Filling Stope

WANG Sheguang[1,2], *XIANG Weihua*[1,2], *ZHAO Xingdong*[3], *LU Yanze*[1,2], *YU Qinglei*[2,3],
LIN Zengyuan[4], *ZHANG Penghai*[2,3], *YANG Xuerui*[3], *WANG Lijie*[1,2], *QU Xiaocheng*[4]

(1.Shahe Zhongguan Iron Mine Co., Ltd., Hebei Iron and Steel Group, Xingtai, Hebei 054100, China;
2.Hebei Complex Iron Ore Low Carbon Intelligent and Efficient Mining
Technology Innovation Center, Xingtai, Hebei 054100, China;
3.School of Resources and Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang, Liaoning 110819, China;
4.Beijing Anke Technology Co., Ltd., Beijing 100083, China)

Abstract: In underground metal mining, the roof stability of stope is directly related to the overall safety of the high-stage filling stope. Taking 2 types of stopes with different heights in Zhongguan Iron Mine as the engineering background, by testing the range of loose ring of pre-control top roadway without mining influence, the appropriate length of anchor rod was selected, and four kinds of combined support schemes of "prestressed long anchor cable+anchor net spray" with different row spacings were proposed. The roof stability of stope in the process of multiple mining under different anchor cable row spacing conditions was simulated and compared to determine the optimal anchor cable row spacing and other support parameters. The results show that the loose ring range of the side of the pre-controlled top roadway in the 30 m height stope is 1.6-2.0 m, and in the 60 m height stope is 1.4-2.3 m. The selected length of anchor rod is 2.4 m. When the anchor cable row spacing is 3.5 m, 2.5 m and 1.5 m respectively, the support control effect of 30 m height stope is 37.15%, 37.50% and 26.25% higher than that of no anchor cable, anchor cable row spacing of 3.5 m and anchor cable row spacing of 2.5 m respectively. When the anchor cable row

* **收稿日期**:2024-07-09
作者简介:王社光(1986—),男,河南濮阳人,高级工程师,主要从事矿山管理工作。E-mail:406752459@qq.com
通信作者:向伟华(1983—),男,湖南邵阳人,硕士,正高级工程师,主要从事采矿技术工作。E-mail:mwssbwzb2011@126.com

spacing is 5 m, 4 m and 3 m respectively, the support control effect of 60 m height stope is 36.65%, 34.00% and 30.35% higher than that of no anchor cable, anchor cable row spacing of 5 m and anchor cable row spacing of 4 m respectively. Considering the economic cost and construction intensity, it is determined that the anchor cable row spacing of 30 m and 60 m height stope pre-control top roadway is 2.5 m and 4.0 m respectively. It is verified by engineering practice that there is no caving in the process of mining, and the stability is good. The recovery rate is 88.25% and the dilution rate is 10.39%, which can be further popularized and applied.

Key words: High-stage filling stope, Pre-control top, Combined support, Support parameter, Numerical simulation

0 引言

在地下金属矿山开采过程中,采场顶板的稳定性至关重要,是保障高阶段充填采场安全高效开采的关键。如何对破碎采场顶板进行有效支护是国内外学者研究的热点之一,众多学者对此展开了相关的研究。当前应用较多且成熟的预控顶支护技术主要有超前锚杆(索)支护法、小导管注浆加固法、管棚法、水平高压旋喷法等。赵其祯[1]系统性地概述了采场顶板冒落原因,并通过 FLAC3D 模拟优化支护方案;贾彦州等[2]针对东刘家矿区提出了锚杆预控顶下向分层回采方法,在采场顶板稳定的前提下向下逐层回采;李安平等[3]针对采用分段崩矿阶段空场嗣后充填采矿法的采场发生垮塌的情况,提出了预控顶分段空场嗣后充填采矿法开采的技术方案;刘晓辉等[4]在预控顶分段嗣后充填开采方案的基础上,确定了树脂锚杆+湿喷砼的锚喷联合护顶支护方案;臧传伟等[5]通过对比确定了上向高分层充填采矿法,利用 FLAC3D 模拟软件,研究不同矿房宽度下采场稳定性,并采用锚杆支护方法进行预控顶;王洋等[6]通过理论计算与数值模拟,研究了分段空场嗣后顶板稳定性及其预控顶技术,确定了合理顶板支护参数;李铁一等[7]选择了分段凿岩阶段嗣后充填采矿法,并提出了补强锚索预控顶支护的建议;苏红蕊[8]试验了预控顶下向中深孔逐孔起爆采矿工艺,并确定了管缝式锚杆+喷浆的预控顶矿房顶板支护方法;李启月等[9]针对新城金矿二步采场开采技术条件,提出了预控顶中深孔下向凿岩分段充填采矿法;赵国彦等[10]针对黄沙坪矿矿岩破碎不稳固等特点实施长锚索预控顶下分段凿岩阶段嗣后充填采矿法;覃凯等[11]针对谦比西铜矿预控顶上向中深孔空场嗣后充填采矿法的开采工艺,提出了一种"一孔两用"的预护顶锚杆(索)支护技术方案。综上所述,锚杆(索)支护是地下矿山开采中对巷道预加固和初期支护中最常用的一种支护方法,能够有效地提高采场顶板稳定性,并且这种支护方法支护效果好、施工简单、操作方便。

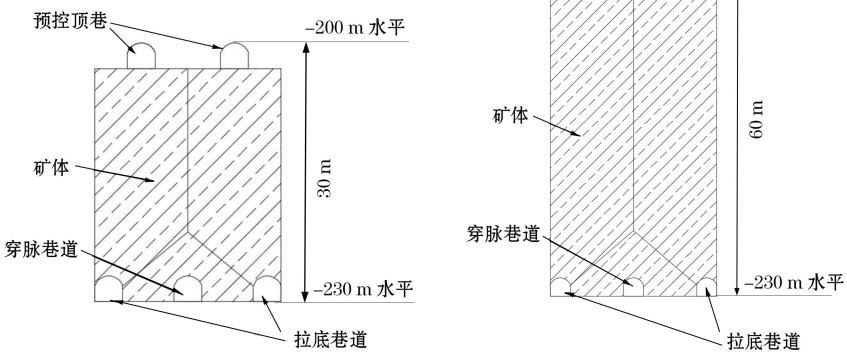
本文以中关铁矿 30 m 和 60 m 等两类不同高度充填法采场为工程背景,采用现场测试和数值模拟相结合的方法,通过测试预控顶巷围岩松动圈范围以确定合适的锚杆长度,提出 4 种预控顶锚索+锚网喷联合支护方案,并建立数值模型,对比分析在不同锚索排距条件下,多重采动过程中采场顶板稳定性,以确定最优锚索排距等支护参数,指导工程现场应用。

1 工程概况

中关铁矿为接触交代矽卡岩型磁铁矿床,围岩软弱破碎、稳固性较差,属于典型的破碎难采矿体,北部矿体初步设计采用分段空场嗣后充填采矿法。目前首采中段为-230～-170 m 水平,采用中深孔凿岩,采场垂直矿体走向布置,划分为一步采矿房和二步采矿柱,矿房和矿柱开采的高度相同,分段高 15 m,中段高 60 m(一次充填高度),穿脉巷道间距 36 m。依据矿体厚度,布置了 30 m 采高和 60 m 采高两种采场,30 m 高度采场布置于-230～-200 m 水平内,宽 12 m,长 40～50 m;60 m 高度采场布置于-230～-170 m 水平,宽 18 m,长 40～60 m。为保障开采安全,30 m 高度采场在矿房顶部-200 m 水平内布置 1 条预控顶巷,60 m 高度采场在矿房顶部-170 m 水平内布置 2 条预控顶巷,进一步保障采场顶板稳定。两类采场的巷道布置如图 1 所示。

30 m 高度采场预控顶巷设计为单个矿房顶部中间区域布设 1 条预控顶巷,其断面尺寸(宽×高)为 3.7 m×3.6 m;60 m 高度采场预控顶巷断面尺寸(宽×高)为 6.0 m×4.0 m,单个矿房顶部两侧分别布置 1 条预控顶巷。当前预控顶巷主要采取锚网喷联合支护方法,锚杆尺寸为 Φ20 mm×2 400 mm,间排距为 800 mm×800 mm,锚网尺寸为 1.0 m×

2.0 m,喷浆层厚度为 0.1 m,其中 30 m 和 60 m 高度采场对应预控顶巷的每排锚杆数量分别为 11 根和 15 根。布置在－230 m 水平的底部结构,包括穿脉巷道、拉底巷道及出矿进路等,均采用锚网喷联合支护。



(a) 30 m 高度采场　　(b) 60 m 高度采场

图 1　两类采场巷道布置

Fig.1　Roadway layout of two types of stope

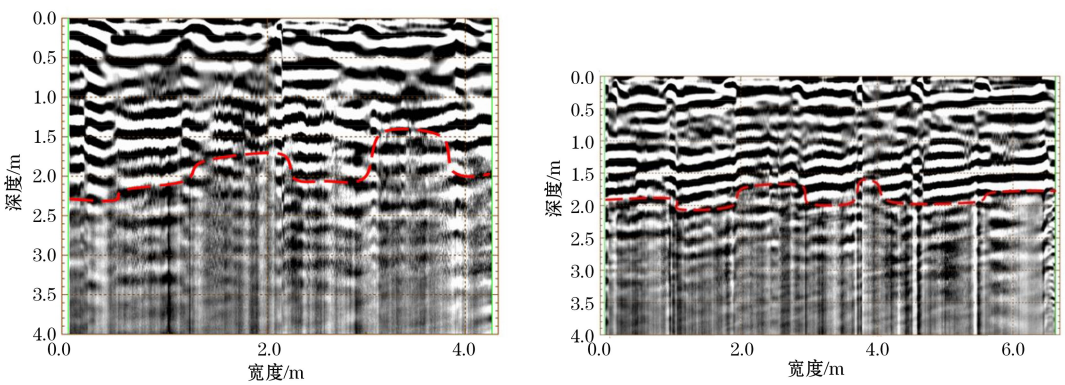
实际开采过程中,在矿体大面积回采后,采场上部顶板仅在现有锚杆支护设计的条件下支护,锚固深度相对较小,存在较大的顶板冒落风险。为保障开采安全,亟需针对两类高度的采场,采用锚索配合锚网喷联合支护方案,并进行支护参数优化设计,以进一步加固预控顶巷顶板围岩。

2　预控顶巷围岩松动圈测试及支护方案设计

2.1　预控顶巷围岩松动圈现场测试

金属矿山地下开采过程中,预控顶巷是为了加强采场顶板围岩支护强度,维护采场顶板稳定性和安全性而设置的巷道。巷道开挖后,围岩应力发生重分布,并产生应力集中,导致围岩发生不同程度的损伤破裂[12],产生一定范围的巷道围岩松动圈,松动圈厚度是确定合理支护参数的重要依据[13]。因此,针对未受采动影响的预控顶巷进行松动圈测试,以确定合适的锚杆长度,保障回采前巷道围岩稳定。

本次测试分别在－170 m 水平和－200 m 水平预控顶巷内选取测试区域,测试结果如图 2 所示。图 2(a)中探测结果显示该区域松动圈范围浮动较大,分界线比较模糊,约在 1.4～2.3 m,节理裂隙发育。松动圈围岩破碎情况较清晰,0.5～1.0 m 深度部分区域岩石较为完整,弹性区部分区域节理裂隙较发育。图 2(b)中探测结果显示该区域松动圈范围浮动较小,分界线比较清晰,约在 1.6～2.0 m,节理裂隙发育。松动圈内的围岩破碎情况较清晰,0.5～1.0 m 深度部分区域岩石仍保持一定的完整性。



(a) -170 m 水平预控顶巷　　(b) -200 m 水平预控顶巷

图 2　松动圈测试结果

Fig.2　Test results of loose ring

2.2 支护方案设计

在未受采动影响时,巷道围岩整体稳定性较好,在采动影响下,巷道易出现矿压显现剧烈、围岩变形量大的问题[14],围岩松动圈将显著增大。受锚杆长度等限制,巷道受采动影响后锚杆无法实现对整个破裂区的锚固控制[15],因此需采取锚杆和锚索联合支护方式,共同形成浅层锚固区与深层锚固区,以保障受采动影响后预控顶巷锚固围岩的稳定,防止其大范围垮塌冒顶。

综上所述,确定选用 Φ20 mm×2 400 mm 的左旋无纵筋螺纹钢锚杆,以及尺寸为 Φ17.8 mm×15 000 mm 的预应力长锚索,配合使用 1.0 m×2.0 m 锚网,最后喷浆。其中 30 m 高度采场对应锚杆布置方案与底部结构巷道相同,间排距为 800 mm×800 mm,两侧帮部各打设 3 根锚杆,顶板打设 5 根锚杆,每排布置 6 根锚索,间距 1.5 m;60 m 高度采场对应锚杆布置方案与底部结构巷道相同,间排距为 800 mm×800 mm,两侧帮部各打设 3 根锚杆,顶板打设 9 根锚杆,每排布置 8 根锚索,间距 2 m。针对锚索的排距提出以下支护方案,见表 1,并采用数值模拟手段对比分析其控制效果。

表 1 不同高度采场预控顶巷锚索支护方案

Table 1 Anchor cable support schemes for pre-control top roadway in different height stopes

采场高度/m	单排数量/根	间距/m	排距/m			
			方案 1	方案 2	方案 3	方案 4
30	6	1.5	无锚索	1.5	2.5	3.5
60	8	2.0	无锚索	3.0	4.0	5.0

3 采场支护三维数值模拟

3.1 三维数值模型建立

在不改变锚杆设计方案的基础上,分析不同高度采场的预控顶巷在不同锚索支护参数下的支护效果,对比顶板围岩的稳定性。

根据中关铁矿采场布置方式,采用 Rhino 软件进行建模。图 3 为 30 m 高度采场模型尺寸(长×宽×高)为 118 m×60 m×100 m,单个矿房宽 12 m,高 30 m,长 60 m。60 m 高度采场模型如图 4 所示,模型尺寸(长×宽×高)为 186 m×60 m×150 m,单个矿房宽 18 m,高 60 m,长 60 m。在−230 m 水平岩层中分别布设 2 条穿脉巷道、4 条拉底巷道,在相邻的拉底巷道与穿脉巷道间分别布设 6 条出矿进路,其中底部结构巷道的底板至预控顶巷的顶板、以及矿房左右两侧为边界,该区域内为矿石,其他区域为岩石。

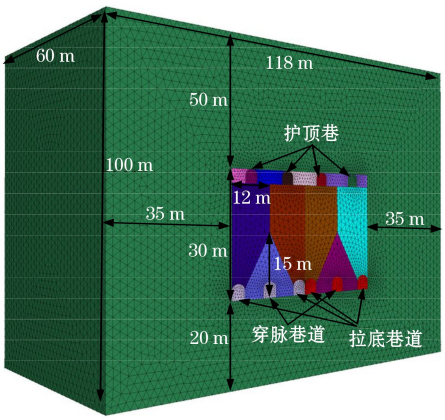


图 3 30 m 高度采场三维数值模型

Fig.3 Three-dimensional numerical model of 30 m height stope

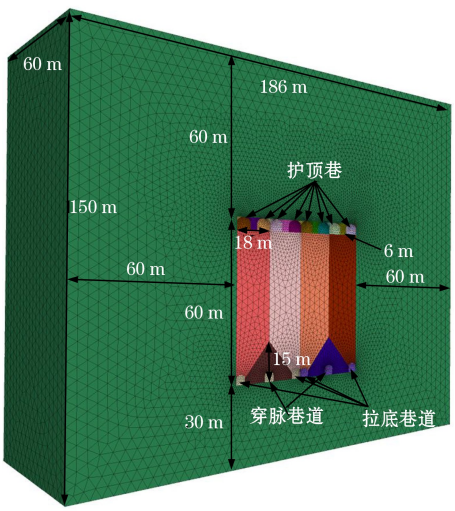


图 4 60 m 高度采场三维数值模型

Fig.4 Three-dimensional numerical model of 60 m height stope

3.2 计算方案及岩体力学参数

岩石的破坏是一个渐进的过程,是损伤演化和新裂纹逐渐发育、扩展、连通的宏观表现[16]。在 FLAC3D 中,应变软化模型通常用于描述岩土材料的非线性行为,特别是在岩石或土壤等材料中发生破坏时。因此本文模拟过程采用该模型,这种模型允许材料在达到一定应变或应力水平后发生软化,即材料的强度随着应变或应力的增加而减小。

首先将数值模型中矿体由左向右依次编号为①、②、③、④,单次开挖的矿体厚度为 6.0 m,即单

个矿体可分别开挖 10 次，并结合现场常用锚索排距，数值计算过程及锚索支护方案如下：矿体①对应的底部结构及预控顶巷开挖及支护；矿体①进行分步开挖；矿体①完全开挖结束后对该区域进行充填；矿体②至矿体④重复上述过程，直至结束矿体④对应区域的充填。

根据矿体、充填体试件的力学试验结果，得出三维数值模型岩体力学参数，见表 2。

表 2　三维数值模型岩体力学参数

Table 2 Mechanical parameters of rock mass for three-dimensional numerical model

参数	弹性模量/GPa	密度/(kg/m³)	黏聚力/MPa	剪切模量/GPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
矿体	4.8	3 900	9.8	2.7	45	3.8
岩石	10.3	2 800	14.1	4.8	40	3.8
充填体	0.4	1 900	0.6	0.2	60	0.2

3.3　采场支护效果模拟分析

3.3.1　30 m 高度采场不同支护方案支护效果对比

通过每条预控顶巷拱顶位置的变形情况对比预控顶巷不同支护方案的支护效果，共计开挖矿体 40 次，每开挖 10 次进行一次充填。以 30 m 高度采场整个模拟过程为例，无支护情况下的垂直位移云图如图 5 所示。

在无锚杆索支护条件下，当矿体①第一阶段及对应巷道开挖后，上覆岩层最大下沉量约为 0.096 m，最大下沉区域相对靠近矿体①顶部。随着剩余矿体的接续开挖及充填，采场上部岩层的下沉量逐渐增大，当矿体②开挖并充填后，围岩最大下沉量增大至 0.111 m，矿体③开挖并充填后，围岩最大下沉量增大至 0.129 m，当矿体④区域开挖及充填后，位移云图发生较明显变化，最大下沉量增大至 0.145 m。

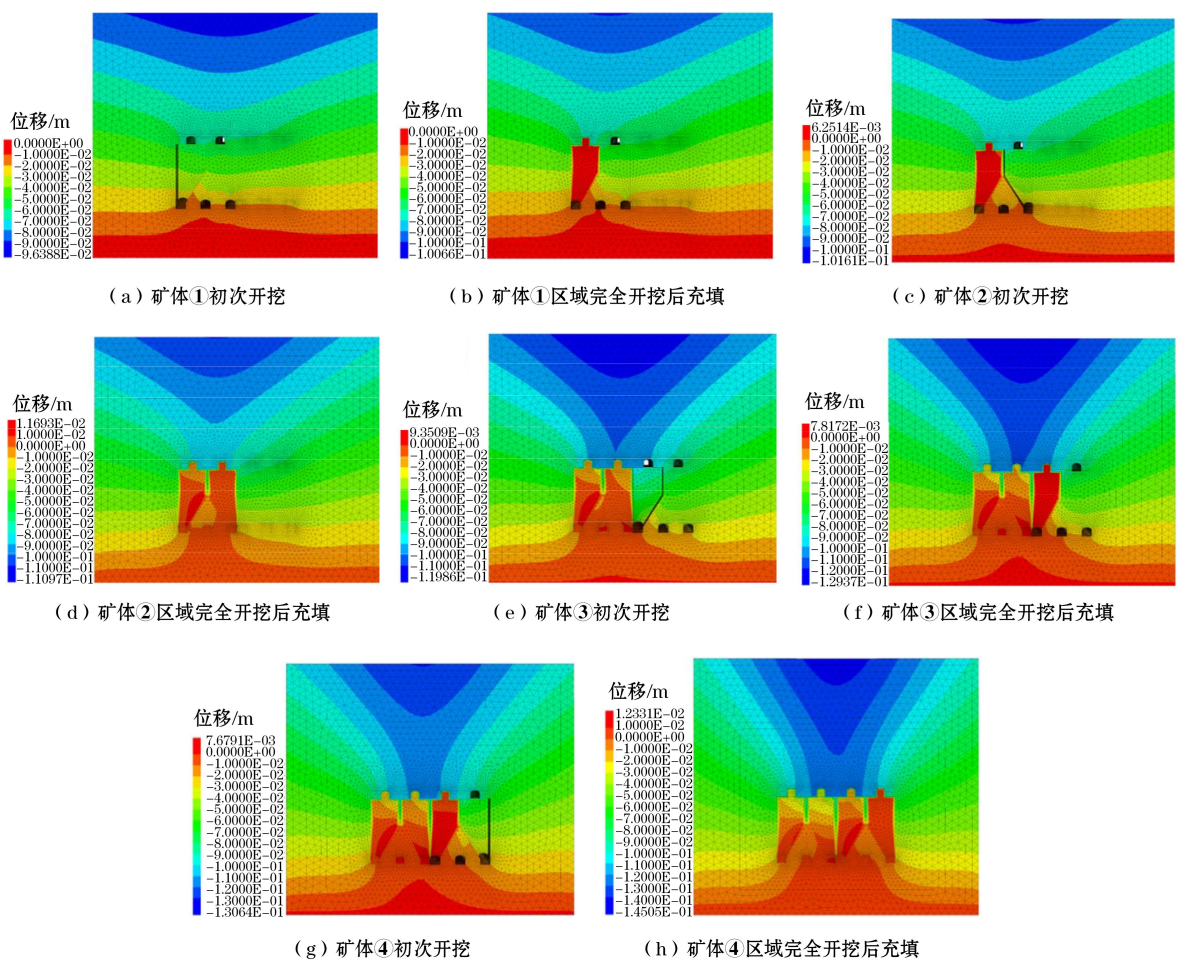


图 5　无支护条件下 30 m 高度采场垂直位移变化云图

Fig.5　Vertical displacement variation of the stope with 30 m height under unsupported condition

预控顶巷加支护后的三维数值模型如图 6 所示，以锚索排距 1.5 m 为例进行展示，预控顶巷三心

拱区域内均匀打设 6 根锚索。

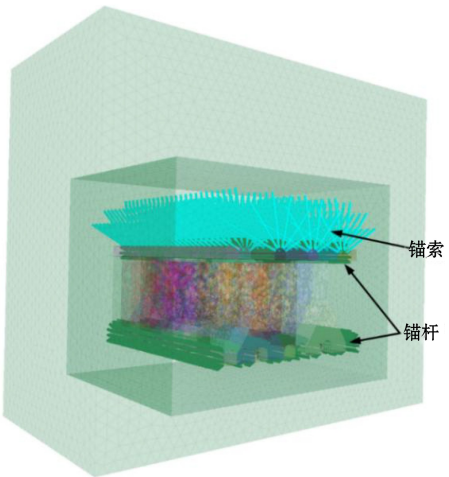


图 6 锚索排距 1.5 m 条件下 30 m 高度采场三维数值模型

Fig.6 Three-dimensional numerical model of 30 m height stope under the condition of anchor cable spacing of 1.5 m

在不同锚索排距的数值模型中分别设置 4 个垂直位移监测点,监测点位置分别布置在预控顶巷的拱顶中心位置,分别对应矿体①至矿体④,并命名为 1# ～4# 监测点,选取无锚索、锚索排距 1.5 m、2.5 m、3.5 m 四种工况条件下的 1#、3# 监测点变化情况进行分析,结果如图 7 所示。

如图 7(a)所示,在无锚索支护条件下,变形量增长趋势明显高于有锚杆索等支护条件,初始最小变形量约为 0.065 m,最大变形量约为 0.108 m,变化量 0.043 m;当锚索排距为 3.5 m 时,曲线变化趋势明显减缓,初始最小变形量约为 0.032 m,最大变形量约为 0.055 m,变化量 0.023 m;当锚索排距为 2.5 m 时,曲线变化趋势较排距 3.5 m 时更加平缓,初始最小变形量约为 0.016 m,最大变形量约为 0.031 m,变化量 0.015 m;当锚索排距为 1.5 m 时,曲线变化趋势与排距 2.5 m 的变化趋势较为接近,初始最小变形量约为 0.012 m,最大变形量约为 0.022 m,变化量 0.010 m。

如图 7(b)所示,3# 监测点的变形量整体高于 1# 监测点。在无锚索支护条件下,初始最小变形量约为 0.068 m,最大变形量约为 0.127 m,变化量 0.059 m;当锚索排距为 3.5 m 时,初始最小变形量约为 0.048 m,最大变形量约为 0.095 m,变化量 0.047 m;当锚索排距为 2.5 m 时,初始最小变形量约为 0.031 m,最大变形量约为 0.068 m,变化量 0.037 m;当锚索排距为 1.5 m 时,初始最小变形量约为 0.020 m,最大变形量约为 0.052 m,变化量 0.032 m。

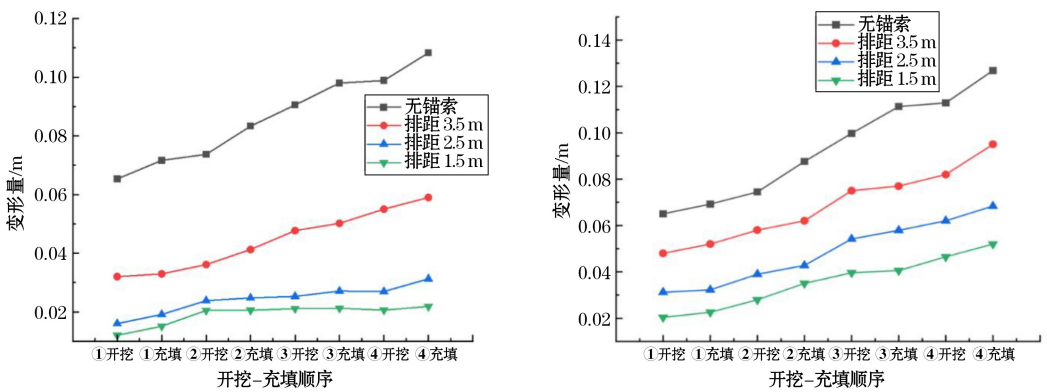


图 7 1#、3# 监测点垂直位移变化曲线

Fig.7 Deformation curves of vertical displacement of monitoring points 1# and 3#

综上所述,随着锚索排距的减小,上覆岩层的变形量持续减少。以最大变形量的减小量为参照量,将 1# 和 3# 监测点的支护控制效果分别进行对比,无锚索支护条件与锚索排距为 3.5 m 相较,控制效果增长约为 49.1%、25.2%;将锚索排距 3.5 m 与锚索排距 2.5 m 相较,控制效果增长约为 47.5%、27.5%;将排距 2.5 m 与锚索排距 1.5 m 相较,控制效果增长约为 29.0%、23.5%。综合对比,取其控制效果增长百分比的平均值可得,锚索排距为 3.5 m、2.5 m、1.5 m 时,支护控制效果分别增长 37.15%、37.50%、26.25%。

3.3.2 60 m 高度采场不同支护方案支护效果对比

60 m 高度采场无支护条件下的垂直位移云图如图 8 所示。在无锚杆索等支护条件下,当矿体①第一阶段及对应巷道开挖后,上覆岩层最大下沉量约为 0.111 m,与前文中 30 m 高度采场的垂直位移场分布

类似，最大下沉区域相对靠近矿体①顶部。随着剩余矿体的接续开挖及充填，采场上部岩层的下沉量也逐渐增大，当矿体②开挖并充填后，围岩最大下沉量增大至 0.128 m，矿体③开挖并充填后，围岩最大下沉量增大至 0.144 m，当矿体④区域开挖及充填后，位移云图发生较明显变化，最大下沉量增大至 0.161 m。

在不同锚索排距的数值模型中分别设置 4 个垂直位移监测点，监测点位置分别布置在同一矿体顶部两条预控顶巷间的矿柱中心位置上方，分别对应 5# 至 8# 监测点，选取无锚索、锚索排距 1.5 m、2.5 m、3.5 m 4 种工况条件下的 5#、7# 监测点变化情况进行分析，如图 9 所示。

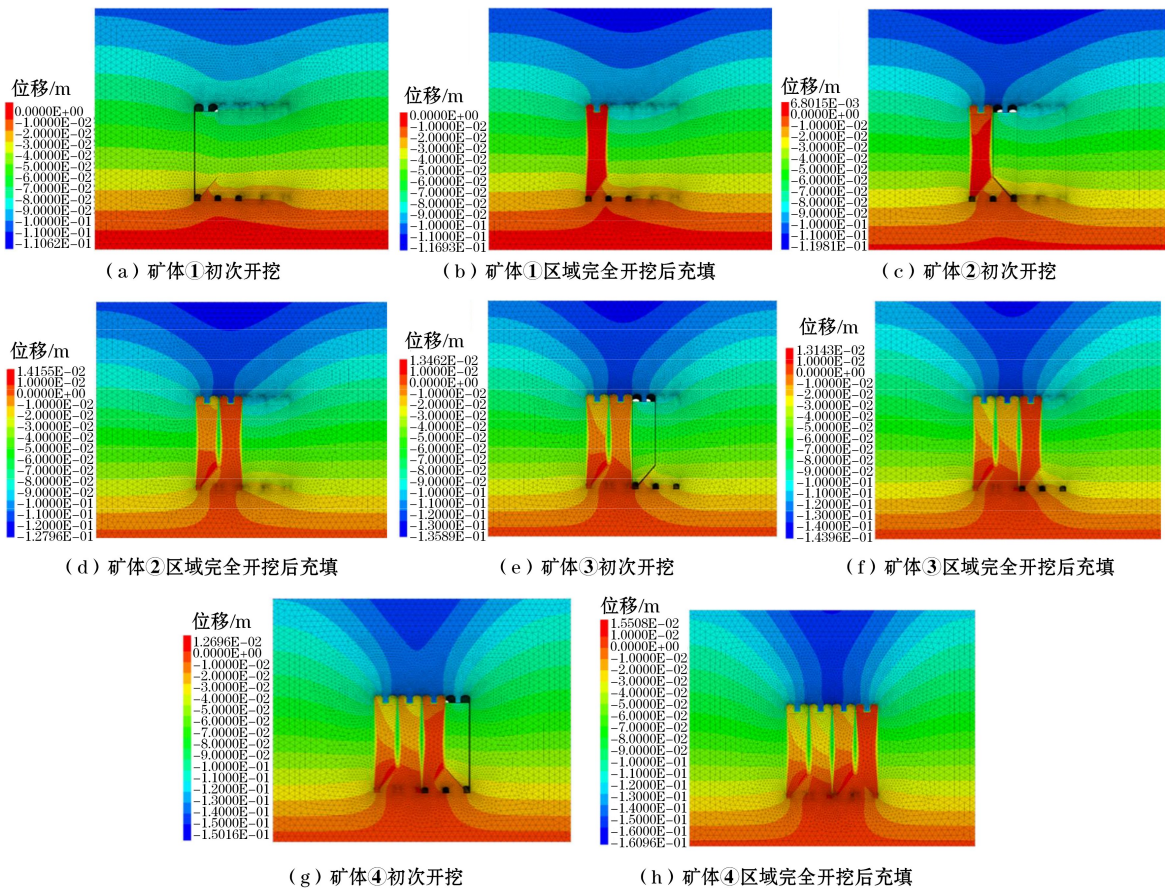


图 8　无支护条件下 60 m 高度采场垂直位移变化云图

Fig.8　Vertical displacement variation of the stope with 60 m height under unsupported condition

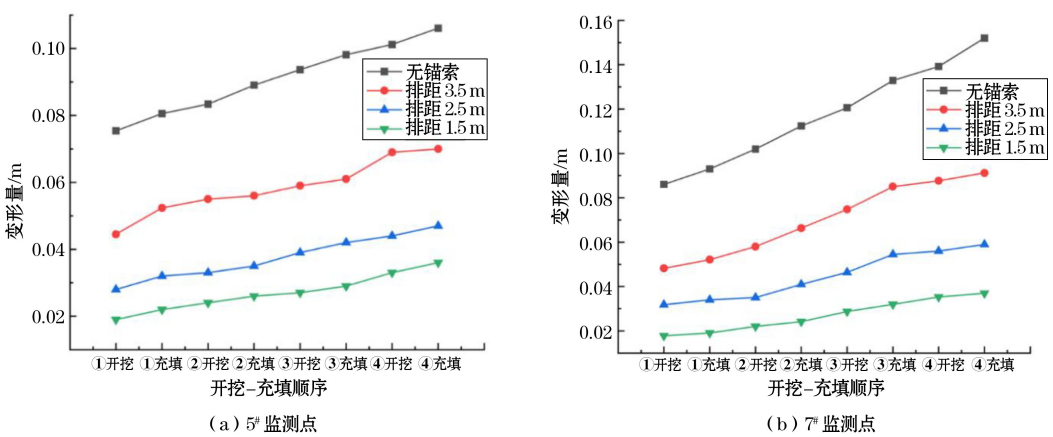


图 9　5#、7# 监测点垂直位移变化曲线

Fig.9　Deformation curves of vertical displacement of monitoring points 5# and 7#

由图9可知,与前文30 m高度采场位移场变化相似,随着锚索排距的减小,上覆岩层的变形量持续减少。同样以最大变形量的减小量为参照,将5#和7#监测点的支护控制效果分别进行对比,无锚索支护条件与锚索排距为5 m相较,控制效果增长约为33.9%、39.4%;将锚索排距5 m与锚索排距4 m相较,控制效果增长约为32.8%、35.2%;将锚索排距4 m与锚索排距3 m相较,控制效果增长约为23.4%、37.3%。综合对比,取其控制效果增长百分比的平均值可得,锚索排距为5 m、4 m、3 m时,支护控制效果分别增长36.65%、34.00%、30.35%。

预控顶支护技术是保障采场顶板的有效手段,但同时也增加了工艺的复杂性与时间周期,支护成本也是选择支护方案时需要考虑的一个重要因素[17]。综上所述,考虑锚索支护的成本差异及施工强度,确定在30 m高度的采场预控顶巷内锚索排距为2.5 m,在60 m高度的采场预控顶巷内锚索排距为4.0 m。

4 工程应用

将前述优化结果在中关铁矿7NM3和10S1矿房进行现场工程实践,其中7NM3矿房高30 m,宽12 m,长43.5 m;10S1矿房高60 m,宽18 m,长50 m。两类采场的预控顶巷均采用"预应力长锚索+锚网喷"联合支护方案,如图10所示。

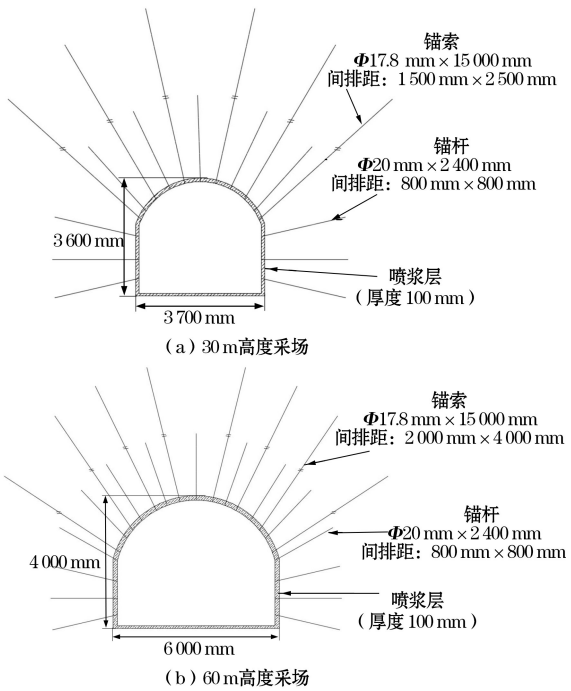


图10 预控顶巷支护设计

Fig.10 Support design of pre-control top roadway

7NM3矿房预控顶巷布置在-200 m水平、矿房顶部中间,断面尺寸(宽×高)为3.7 m×3.6 m,锚索尺寸为Φ17.8 mm×15 000 mm,间距1.5 m×2.5 m,锚杆尺寸Φ20 mm×2 400 mm,间排距800 mm×800 mm,喷浆厚度100 mm。10S1矿房预控顶巷布置在-170 m水平,2条预控顶巷设计在矿房两侧,断面尺寸(宽×高)为6.0 m×4.0 m,中间留设6 m矿柱,锚索尺寸为Φ17.8 mm×15 m,间排距为2.0 m×4.0 m,锚杆尺寸Φ20 mm×2 400 mm,间排距800 mm×800 mm,喷浆厚度100 mm。

各采场均已完成生产,回采过程中未发生顶板事故,顶板稳定性较好,回采率88.25%,贫化率10.39%。改进后的预控顶支护方案能够有效地支护采场顶板,达到了优化采场结构及提高采场稳定性的目的,同时采场生产效率及产能得到了有效保证。

5 结论

(1)在30 m和60 m高度采场的预控顶巷内分别选取测试区域,测试结果显示,30 m高度采场预控顶巷帮部松动圈范围浮动较小,分界线清晰,在1.6~2.0 m之间,整体完整性良好;60 m高度采场预控顶巷帮部松动圈范围浮动较大,分界线模糊,在1.4~2.3 m之间,因此选取锚杆长度为2.4 m。

(2)建立了两类采场的数值模型,在不改变锚杆设计方案的基础上,分别提出4种不同排距的"预应力长锚索+锚网喷"联合支护模拟方案,以预控顶巷最大变形量的减小量为参照对比分析支护控制效果。结果表明,当锚索排距分别为3.5 m、2.5 m、1.5 m时,30 m高采场支护控制效果较无锚索、锚索排距3.5 m、锚索排距2.5 m分别增长37.15%、37.50%、26.25%;当锚索排距分别为5.0 m、4.0 m、3.0 m时,60 m采场支护控制效果较无锚索、锚索排距5 m、锚索排距4 m分别增长36.65%、34.00%、30.35%;考虑材料成本及施工强度,确定30 m高度采场预控顶巷内锚索排距为2.5 m,60 m高度采场预控顶巷锚索排距为4.0 m。

(3)将优化后的预控顶巷联合支护方案应用于中关铁矿井下采场,工程实践表明,回采过程中未发生顶板事故,顶板稳定性较好,回采率88.25%,贫化率10.39%,可进一步推广应用。

参考文献(References):

[1] 赵其祯.采矿工程中的预控顶支护技术优化研究[J].世界有色金属,2020(17):33-34.

ZHAO Qizhen. Study on optimization of pre controlled roof support technology in mining engineering [J]. World Nonferrous Metals，2020(17)：33-34.

[2] 贾彦州，权可.锚杆预控顶下向分层回采方法研究[J].世界有色金属，2017(1)：128-129.
JIA Yanzhou，QUAN Ke. Anchor precontrol roof next to the layered stoping method research[J]. World Nonferrous Metals，2017(1)：128-129.

[3] 李安平，刘洋树，皇甫风成，等.破碎围岩矿体预控顶分段空场嗣后充填法的研究与实践[J].矿业研究与开发，2014，34(1)：1-3+15.
LI Anping，LIU Yangshu，HUANGFU Fengcheng，et al. Study and application on precontrolling of roof and sublevel open-stope mining with subsequent filling method for fractured surrounding rock [J]. Mining Research and Development，2014，34(1)：1-3+15.

[4] 刘晓辉，曾宪涛，谭伟.预控顶分段嗣后充填采矿法的优化及应用实践[J].中国矿业，2019，28(3)：87-92.
LIU Xiaohui，ZENG Xiantao，TAN Wei. Optimization and application of pre-controlling roof and sublevel open-stope mining with subsequent filling method [J]. China Mining Magazine，2019，28(3)：87-92.

[5] 臧传伟，席俊辉，周立超，等.卧虎山铁矿开采方法选择及采场结构参数优化[J].金属矿山，2016(1)：55-59.
ZANG Chuanwei，XI Junhui，ZHOU Lichao，et al. Selection of mining method and optimization of stope structure parameters in Wohushan Iron Ore[J]. Metal Mine，2016(1)：55-59.

[6] 王洋，宋卫东，谭玉叶，等.预控顶分段空场嗣后采场顶板稳定性分析[J].有色金属(矿山部分)，2015，67(6)：1-5+19.
WANG Yang，SONG Weidong，TAN Yuye，et al. Stability analysis of roof in stope with sublevel open and subsequent pre-controlling roof technology [J]. Nonferrous Metals (Mining Section)，2015，67(6)：1-5+19.

[7] 李铁一，王洋，王康，等.分段凿岩阶段嗣后充填法在金山店铁矿的试验研究[J].矿业研究与开发，2015，35(5)：34-38.
LI Tieyi，WANG Yang，WANG Kang，et al. Experimental study on stage backfilling method with sublevel drilling in Jinshandian Iron Mine [J]. Mining Research and Development，2015，35(5)：34-38.

[8] 苏红蕊.预控顶下向中深孔逐孔起爆采矿工艺[J].金属矿山，2015(5)：52-54.
SU Hongrui. Pre-control under the top to medium-depth hole-by-hole detonation technology of mining [J]. Metal Mine，2015(5)：52-54.

[9] 李启月，陈亮，谭勇，等.基于 ANSYS 的二步采场分段开挖过程模拟及稳定性分析[J].科技导报，2013，31(22)：44-49.
LI Qiyue，CHEN Liang，TAN Yong，et al. Simulation of the second-pillar mining stope excavation and its stability analysis based on ANSYS [J]. Science & Technology Review，2013，31(22)：44-49.

[10] 赵国彦，郭子源，李启月，等.破碎矿体分段凿岩阶段嗣后充填采矿法实践[J].广西大学学报(自然科学版)，2012，37(2)：382-386.
ZHAO Guoyan，GUO Ziyuan，Li Qiyue，et al. Practice of a backfill mining method for broken ore-body at sublevel carving stage [J]. Journal of Guangxi University (Natural Science Edition)，2012，37(2)：382-386.

[11] 覃凯，张鹏飞，肖柏林.阶段回采与顶板支护中深孔一孔两用试验研究[J].金属矿山，2023(10)：18-23.
QIN Kai，ZHANG Pengfei，XIAO Bolin. Research of dual-purpose deep hole for sublevel stoping and roof support[J]. Metal Mine，2023(10)：18-23.

[12] 李涛，李树建，王宗勇，等.富水磷矿山复杂岩性巷道围岩稳定性评价研究[J].采矿技术，2024，24(2)：195-202.
LI Tao，LI Shujian，WANG Zongyong，et al. Study on stability evaluation of surrounding rock of complex lithology roadway in water-rich phosphate mine [J]. Mining Technology，2024，24(2)：195-202.

[13] 王康伟，王文杰，张鹏强，等.金川三矿区巷道围岩松动圈厚度的确定及支护试验[J].矿业研究与开发，2024，44(1)：125-131.
WANG Kangwei，WANG Wenjie，ZHANG Pengqiang，et al. Determination of the loose circle thickness of roadway surrounding rock and supporting test in Jinchuan No. 3 Mining Area[J]. Mining Research and Development，2024，44(1)：125-131.

[14] 李汉璞，张百胜，郭俊庆，等.两次采动影响下小煤柱巷道切顶卸压围岩控制技术[J].矿业安全与环保，2024，51(2)：90-97.
LI Hanpu，ZHANG Baisheng，GUO Junqing，et al. Surrounding rock control technology of roof cutting for pressure relief in small coal pillar roadway under secondary mining [J]. Mining Safety & Environmental Protection，2024，51(2)：90-97.

[15] 于凤海，赵同彬，胡善超，等.大松动圈围岩锚网索联合支护参数确定方法探讨[J].岩土力学，2016，37(7)：2021-2027.
YU Fenghai，ZHAO Tongbin，HU Shanchao，et al. Discussion on determination method of anchor-net-cable coupling support parameters of surrounding rock in a large broken zone [J]. Rock and Soil Mechanics，2016，37(7)：2021-2027.

[16] 许江，严召松，彭守建，等.岩石渐进性破坏过程中变形和能量分析[J].矿业研究与开发，2019，39(8)：47-53.
XU Jiang，YAN Zhaosong，PENG Shoujian，et al. Deformation and energy analysis in progressive failure of rock[J]. Mining Research and Development，2019，39(8)：47-53.

[17] 郝志军，冯云贵，李兆龙.高阳矿回采巷道过断层支护技术优化研究[J].采矿技术，2021，21(2)：75-77+81.
HAO Zhijun，FENG Yungui，LI Zhaolong. Optimization of fault support technology in mining roadway of Gaoyang Mine[J]. Mining Technology，2021，21(2)：75-77+81.