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*

刘乐枝[1],刘华举[1],陈登红[2],华心祝[2],鲁德沛[2],杨理想[2]

(1.淮南矿业(集团)有限责任公司顾桥煤矿, 安徽 淮南市 232150;
2.安徽理工大学 矿业工程学院, 安徽 淮南市 232001)

摘要:为实现煤巷快速掘进,探究支护参数调整可行性问题,以顾桥矿1211工作面运输顺槽为研究对象,采用FLAC3D数值模拟和现场验证等方法,分析了煤巷开掘后各种支护密度条件下巷道围岩的受力与变形破坏特征。结果表明:煤巷在原有支护方案(方案5)条件下支护效果最好,巷道支护密度最为适宜;通过数值模拟得出支护优化后方案(方案3),顶底板垂直应力峰值为4.1 MPa,最大顶底板位移量平均值为36.25 mm,塑性区发育高度为2.2 m,支护效果与原支护方案相近,验证了该方案的理论可行性;现场采用方案3支护后支护效果较好,巷道整体稳定,巷道变形量较小,且取得了良好的经济效益。

关键词:深井复杂条件;快速掘进;可行性研究;支护密度

中图分类号:TD353 **文献标识码**:A

文章编号:1005-2763(2024)11-0082-08

0 引言

煤炭资源对我国的经济发展起着十分重要的作用[1]。随着煤炭资源的开发与利用,开采深度逐步加深,综掘设备也不断改进,巷道支护的质量在很大程度上限制了掘进速度,部分千米深井煤巷掘进之后,工作面尚未投产便开始频繁的维护,限制了现代化矿井井下生产的连续工作[2]。对采对掘可以解决采掘接替紧张的问题,只要解决对采对掘所带来的重复采动影响,对巷道围岩进行有效控制,就能提高巷道掘进速度[3-5]。

针对矿井对快速掘进技术发展的需求,国内外学者进行了大量研究。杜启军等[6]根据林南仓煤矿的实际生产情况,对制约矿井快速掘进的因素进行分析,运用数值模拟软件研究不同支护参数对快速掘进的影响,并提出实现快速掘进的技术措施;杨仁树等[7]根据煤矿地质条件,对现场施工顺序和支护工艺进行优化设计,并结合现场问题提出巷道快速掘进的方案,保障安全高效生产;侯社伟等[8]通过数值模拟对不同支护方案进行计算,从中得出最优的支护方案,实现某煤巷快速掘进;魏敬喜[9]通过FLAC3D模拟软件对某矿121102工作面回风巷复合顶板快速掘进进行分析,得到了人为设计弧形截面及滞后弱化措施,在工程实践中得到有效证实;司志群等[10]对影响巷道掘进速度的主要因素进行分析总结,得出掘锚一体化技术是实现煤巷快速掘进的主要手段;王中财等[11]以东滩煤矿厚煤层3304综放工作面轨道平巷为工程背景,介绍了大断面巷道快速掘进的布置方式及支护形式的技术创新,并进行了现场应用观测;赵二会等[12]借助FLAC3D数值模拟软件对巷道支护技术参数进行优化研究,实现了掘进工作面临时支护、锚杆施工机械化,提高了掘进效率及施工过程的安全性,节省了大量的支护时间和支护材料;白伟等[13]根据桑树坪煤矿现有的岩巷掘进工艺及地质条件,优化了爆破参数和支护参数,研制了一套适用于该地质条件下的岩巷快速掘进机械化作业装备,通过FLAC3D数值模拟分析,发现巷道支护效果良好,合理选型的钻装一体机可使现场施工效率得到大幅提升;郝长胜等[14]利用FLAC3D模拟软件对某煤层的支护参数进行优化研究,得到了1 100 mm×1 000 mm的锚杆间排距为最合理方案,在保证控制巷道围岩变形和维持正常使用的情况下,最具经济效益;郭现伟等[15]通过理论分析济宁三号煤矿地质条件下的极限平衡拱矢高的范围,借助FLAC3D数值模拟软件,研究了不同支护参数下巷道围岩应力分布特征、围岩位移特征、塑性区分布规律,优化了巷道支护参数,在保障巷道

* **收稿日期**:2023-12-06

基金项目:国家自然科学基金项目(51974008);安徽省研究生专业学位教学案例库项目(2022zyxwjxalk087);安徽省研究生联合培养示范基地项目(2022lhpysfjd037);安徽省智能采矿工程新建专业质量提升项目(2022xjzlts008)

作者简介:刘乐枝(1972—),男,安徽巢湖人,硕士,高级工程师,主要从事矿山压力与岩层控制方面的研究。E-mail:ylx945784051@163.com

通信作者:鲁德沛(1998—),男,甘肃武威人,硕士研究生,主要从事深井巷道支护、微波辅助破岩方面的研究。E-mail:3470159895@qq.com

围岩安全的前提下提高了巷道掘进速度。

目前对深井复杂条件下煤巷快速掘进支护参数调整可行性研究较为成熟,但研究成果多针对巷道支护设施参数和支护措施,针对不同锚杆支护密度条件下的可行性分析研究较少。因此,本文以安徽省淮南市顾桥矿 1211 工作面运输顺槽为工程背景,通过改进原有支护方式,采用数值模拟、现场验证等方法,确定了顾桥矿在新改进支护密度条件下的可行性。

1 工程背景

1.1 工程地质条件

顾桥矿位于安徽省淮南市凤台县顾桥镇,矿区地面标高为+21.0～+23.3 m,其中 1211 工作面标高为-565.6～-605.5 m,走向长 2 224.2～2 528.3 m,倾向长 249 m。

根据邻近南二 11-2 上盘区煤层回风大巷、南二 11-2 上盘区轨道上山等巷道实测资料及附近钻孔、三维地震资料进行综合分析,工作面内 11-2 煤层赋存稳定,亮黑色,以亮煤及暗煤为主,夹较多镜煤条带,性脆,玻璃光泽,属半亮型煤,局部夹 1～2 层炭质泥岩,煤层结构复杂。预计掘进工作面 11-2 煤层厚度为 1.6～4.2 m,平均厚度为 3.4 m。煤层正常倾角为 1°～6°,受断层等构造影响局部煤层倾角变化较大。1211 工作面顶、底板岩性见表 1。

表 1 1211 工作面顶、底板岩性

Table 1 Lithology of roof and floor of the 1211 working face

岩层	岩性	平均厚度/m	岩性特征
老顶	细砂岩	4.0	灰白色,巨厚层状,成分以石英为主,长石、岩屑次之,夹薄层粉砂岩,显示变形层理,抗压强度为 148.6 MPa。
直接顶	泥岩、11-3 煤层	1.6	泥岩呈深灰色,厚层状,上部见植物根化石,下部见植物茎叶化石,抗压强度为 76.6 MPa;11-3 煤层平均厚度为 0.4 m,黑色,粉末状至碎块状,亮煤为主,暗煤次之,为半亮型煤,沥青至玻璃光泽。
11-2 煤层	11-2 煤层	3.4	巷道在煤层中掘进,预计掘进工作面 11-2 煤层厚度为 1.6～4.2 m,平均厚度为 3.4 m,11-2 煤层赋存稳定,亮黑色,以亮煤及暗煤为主,夹较多镜煤条带,性脆,玻璃光泽,属半亮型煤,局部夹 1～2 层炭质泥岩。
直接底	泥岩、11-1 煤层、炭质泥岩	2.2	泥岩呈深灰色,具植根茎化石;11-1 煤层,平均厚度为 0.4 m,黑色,粉末状至碎块状,以亮煤为主,暗煤次之,属半亮型煤,玻璃光泽;炭质泥岩呈黑色,含少量植物化石碎片,具滑面。
老底	砂质泥岩	7.8	灰色,巨厚层状,上部含较多植物化石,下部含砂逐渐增高。抗压强度为 39.0 MPa。

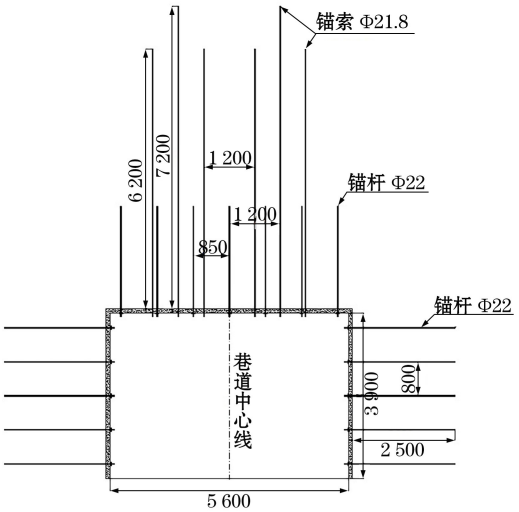
1.2 原巷道支护方案

巷道跟 11-2 煤层顶板掘进,断面为矩形,运输顺槽尺寸为 5 600 mm×3 900 mm(宽×高),切眼尺寸为 5 600 mm×3 900 mm(宽×高),支护方法选用锚索网支护。巷道原支护方案及断面尺寸如图 1 所示。

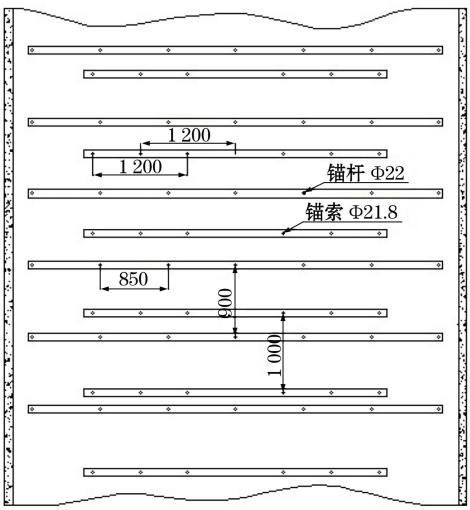
巷道顶板采用 7 根Ⅳ级左旋螺纹钢预拉力锚杆+M5 型钢带+10# 菱形金属网联合支护,M5 型钢带规格为 5.2 m 长钢带,锚杆规格为 Φ22 mm-M24-2 500 mm,锚杆用直径为 32 mm 钻头打眼,每根锚杆采用 1 卷 K2550+2 卷 Z2860 全长锚固型树脂药卷实现全长锚固;锚杆螺母扭矩不小于 200 N·m,锚固力不小于 150 kN,锚杆间排距为 850 mm×900 mm。网的搭接不小于 200 mm,联网间距不大于 200 mm。压茬无法压在钢带下的锚杆用不小于 14# 铁丝双股、双排菱形绑扎。

巷道两帮采用 5 根左旋螺纹钢预拉力锚杆+1 根长 3.5 m 的 A3 平钢带搭接+10# 菱形金属网联合支护,每根锚杆采用 1 卷 Z2860 型树脂药卷端头锚固;锚杆间排距为 800 mm×900 mm。当巷道超高导致帮部钢带离底板超过 400 mm 时,及时补打锚杆加强支护。锚杆螺母扭矩不小于 200 N·m,锚固力不小于 125 kN。网的搭接不小于 200 mm,联网间距不大于 200 mm。

锚索采用 T 型钢梁"3-3"交错+一路走向锚索交错布置。T 型钢梁上 4 根锚索规格为 Φ21.8 mm×6 200 mm,锚索全部垂直顶板,一路走向锚索规格为 Φ21.8 mm×7 200 mm。T 型锚索梁长 2 800 mm,钢梁上布四眼孔,间距为 1.2 m(为便于巷道中部顶板控制,T 型钢梁上两端锚索应布置在内孔里,外孔为备用孔)。所有的锚索和 T 型钢梁间配垫板,规格 150 mm×150 mm×16 mm。横向 T 型钢梁上锚索眼孔深度为 6.0 m,走向 T 型钢梁上锚索眼孔深度为 7.0 m,每孔采用 3 卷 Z2380 树脂药卷加长锚固,锚索预紧力不小于 180 KN,锚固力不低于 350 kN。



(a) 正视图



(b) 俯视图

图 1 运输顺槽原支护方案及断面尺寸(单位:mm)

Fig.1 The original support scheme and section size of the transportation scheme (Unit:mm)

2 数值模拟

2.1 数值模型

根据现有地质条件,建立长 100 m,高 66 m,沿巷道掘进方向长 200 m 的三维计算模型,并对所研究巷道部分围岩网格进行加密,模型共划分为 83 700个六面体单元,生成网格节点 84 032 个,如图 2 所示。模型的上部施加上覆岩层自重应力,计算采用摩尔-库仑屈服准则,在 FLAC3D 中摩尔-库伦本构关系由体积模量、剪切模量、容重、内聚力、内摩擦角及抗拉强度等参数来控制,各岩层力学参数见表 2。

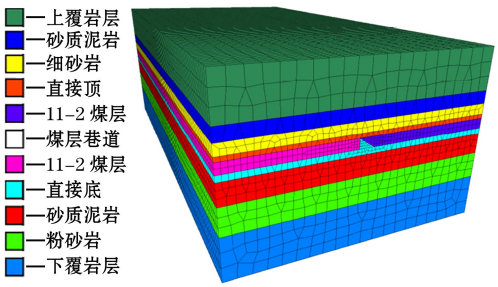


图 2 数值计算模型

Fig.2 Numerical calculation model

表 2 岩层力学参数

Table 2 Rock mechanics parameters

岩层名称	厚度/m	单轴抗拉强度/MPa	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)	容重/(kN/m³)
上覆岩层	15.6	1.82	2.25	2.33	2.34	29	23.00
砂质泥岩	5.1	1.31	2.57	2.15	2.89	24	25.10
细砂岩	4.0	2.01	9.63	2.25	3.41	31	28.73
直接顶	1.6	1.01	2.22	1.20	1.23	24	24.88
11-2 煤层	3.4	0.55	0.89	0.47	0.88	28	14.20
直接底	2.2	1.31	1.31	1.30	1.03	24	23.17
砂质泥岩	7.8	1.31	2.57	2.15	2.30	31	25.10
粉砂岩	9.8	1.36	8.77	2.60	1.77	23	26.30
下覆岩层	17.1	2.42	6.43	1.89	2.24	37	25.54

对 1211 工作面运输顺槽进行模拟开挖,得到煤层巷道开挖后采空区上方煤岩体的赋存状态;对不同巷道支护条件进行模拟支护,得到巷道的变形及破坏特征。

2.2 数值模拟分析

分析煤层巷道开掘支护后不同支护方案对周围围岩及顶底板岩层所形成的扰动,在锚索网支护技术参数确定的情况下,设计两因素(顶板锚杆数量、排距)三水平(顶板锚杆数量为 5~7 根,排距为 700~1 000 mm)共 6 组对比模拟方案,以煤层巷道开掘支护后围岩受采动影响程度为评价指标,寻找最有利于煤巷掘进后的支护布置方案。方案 5(原有的支护方案)为对照组,在其他支护条件不变的情况下,改变顶板锚杆数量与排距,开展数值模拟研究,模拟方案见表 3。

表 3 模拟方案

Table 3 Simulation schemes

方案	顶板锚杆数量/个	排距/mm
方案 1	5	700
方案 2	5	800
方案 3	6	800
方案 4	6	900
方案 5	7	900
方案 6	7	1 000

随着巷道开挖,原岩应力状态被打破,围岩应力重新分布,在巷道周围出现应力集中现象,巷道顶底板出现垂直应力集中,巷道两帮出现水平应力集中,根据巷道支护情况(顶板锚杆数量、排距),获得巷道掘进工作面后的围岩水平应力及垂直应力分布云图,如图 3、图 4 所示。可以看出,6 种支护方案下,巷道围岩垂直应力峰值与水平应力峰值变化规律基本一致。煤层巷道掘进后,由于支护方案 1、方案 2、方案 4、方案 6 的支护强度弱于方案 3、方案 5,在巷道成型后围岩水平应力峰值和垂直应力峰值大于方案 3、方案 5,且支护方案 3 与支护方案 5 具备大致相同的支护效果。

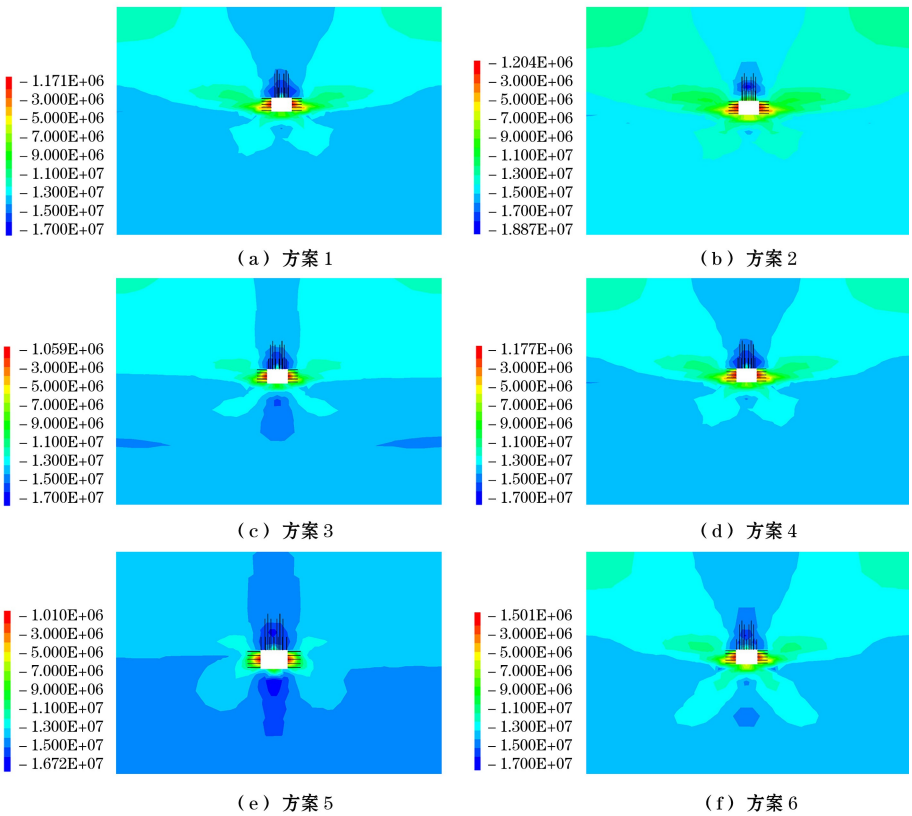
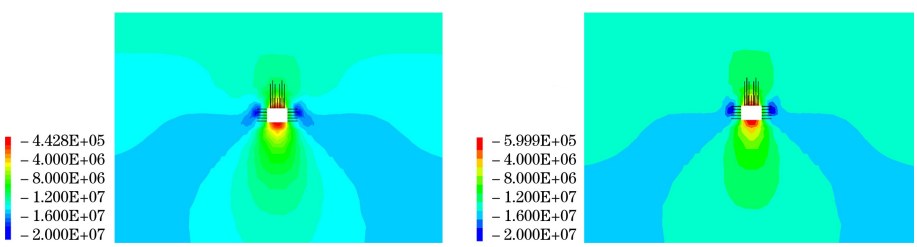


图 3 不同支护方案围岩水平应力云图(单位:Pa)

Fig.3 Horizontal stress cloud maps of surrounding rock with different support schemes (Unit:Pa)

由图 4 可以看出,煤巷的开挖破坏了该区域岩体系统原有的三向应力平衡,应力重新分布。煤巷开挖后导致顶底板垂直应力释放,图中红色部分为向下的垂直应力释放区域(颜色标识见电子版)。方案 1、方案 2、方案 4、方案 6 的煤巷顶底板的应力集中区域较方案 3、方案 5 范围较大,在煤巷中部顶底板区域的水平应力集中最为严重。方案 1、方案 2、方案 4、方案 6 顶底板垂直应力峰值分别为 7.00 MPa、7.93 MPa、5.30 MPa、6.63 MPa,方案 3、方案 5 的顶底板垂直应力峰值分别为 4.10 MPa、3.89 MPa。

图 5 为不同支护方案围岩垂直位移云图。当顶板锚杆数量一定时,锚杆的排距越大对应的围岩垂直位移越大;当锚杆的排距一定时,顶板锚杆数量越多对应的巷道顶板垂直位移越小。但支护措施中顶板锚杆数量有一定的上限,即当巷道断面一定时,不是锚杆数量越多,巷道的变形及破坏就越小。



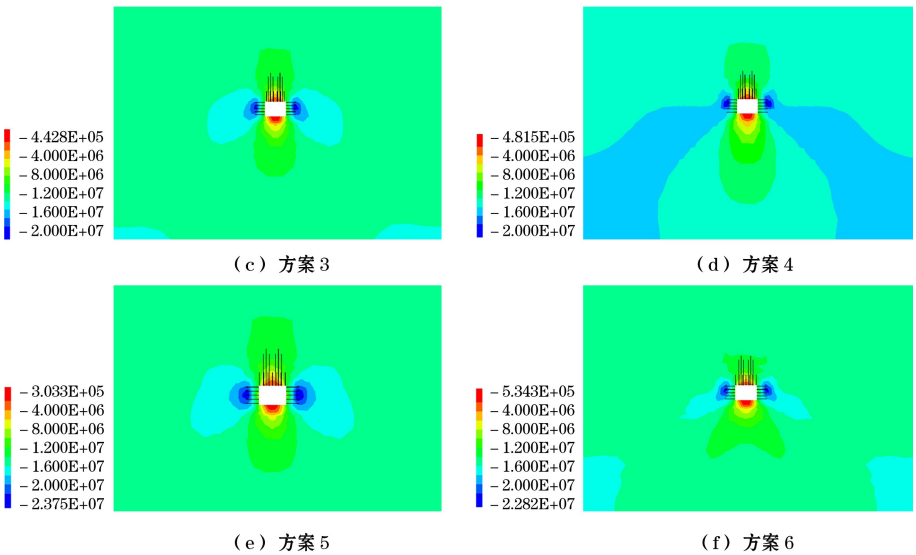


图 4 不同支护方案围岩垂直应力云图(单位:Pa)

Fig.4 Vertical stress cloud maps of surrounding rock with different support schemes (Unit:Pa)

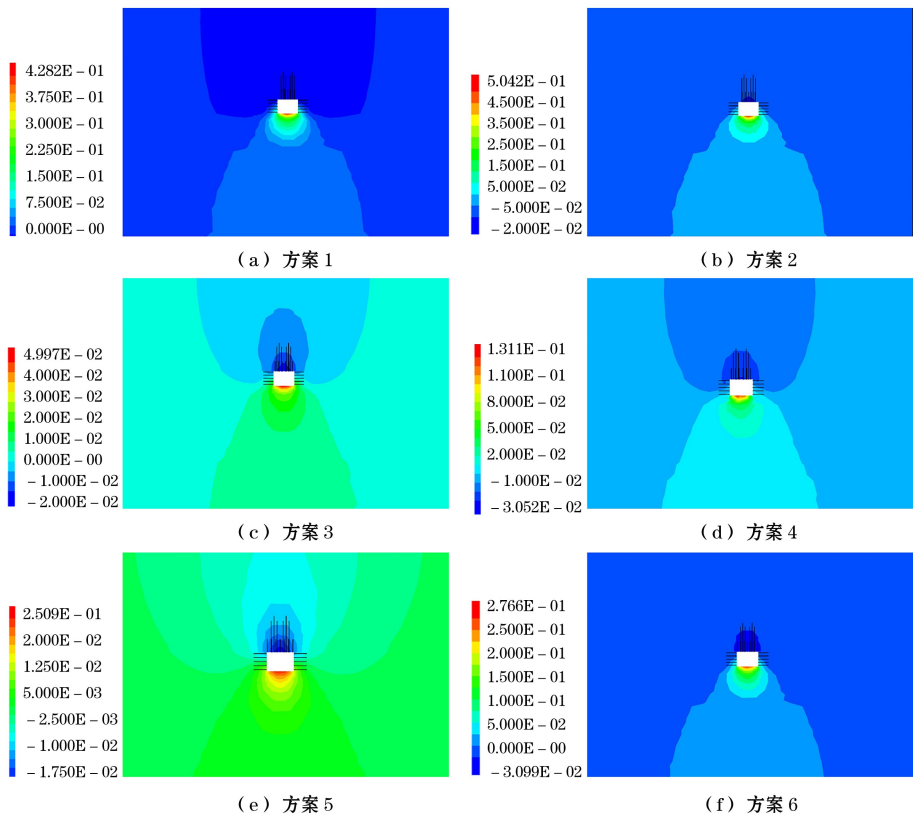


图 5 不同支护方案围岩垂直位移云图(单位:m)

Fig.5 Vertical displacement cloud maps of surrounding rock with different support schemes (Unit:m)

通过在巷道顶底板中布置监测点来观察其受11-2煤开采扰动而呈现的运动状态,巷道顶底板最大位移曲线如图6所示。

由图6可以看出,方案1、方案2、方案4、方案6的煤巷顶板最大下沉量分别为48.4 mm、53.6 mm、39.5 mm、41.1 mm,煤巷底板最大底鼓量分别为420.2 mm、504.1 mm、120.5 mm、274.6 mm,发生最大下沉和底鼓的位置分别在煤巷顶底板中部。方案3、方案5的煤巷顶板最大下沉量分别为22.5 mm、20.9 mm,煤巷底板最大底鼓量分别为50.0 mm、25.0 mm。

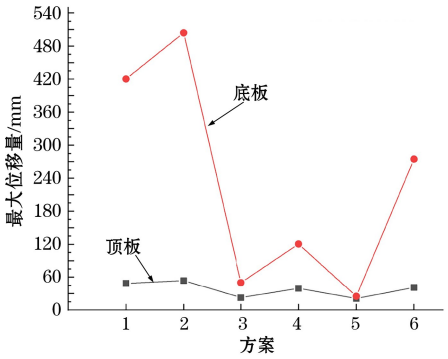


图 6 不同支护方案顶底板最大位移量

Fig.6 Maximum displacement of roof and floor with different support schemes

图 7 为不同方案煤层巷道围岩塑性区分布云图,由图 7 可以看出,方案 3、方案 5 的围岩塑性区扩展范围仅局限于煤层巷道掘进后锚杆、锚索有效区范围内,并未向周围继续扩展,这对于巷道掘进布置是有利的,且塑性区发育平均高度分别为 2.2 m、2.1 m,而锚杆长度为 2.5 m。从上文的位移分析和应力分析中可知,煤层巷道开挖波及到了周围岩层所在区域,但采用支护方案 3、方案 5 的围岩未受到实质性破坏。不同支护方案下围岩塑性区均为剪切破坏和拉伸破坏,这是因为煤层巷道开掘后顶板发生了水平向位移,既出现了剪切破坏,也出现了拉伸破坏。方案 1、方案 2、方案 4、方案 6 的围岩塑性区扩展范围较方案 3、方案 5 大,塑性区发育平均高度均超过了 4.2 m,巷道两帮锚杆处于塑性区范围内且为失效状态,此时的塑性区除剪切破坏外还发生了拉伸破坏,导致巷道的塑性区扩大,底板发生严重底鼓。

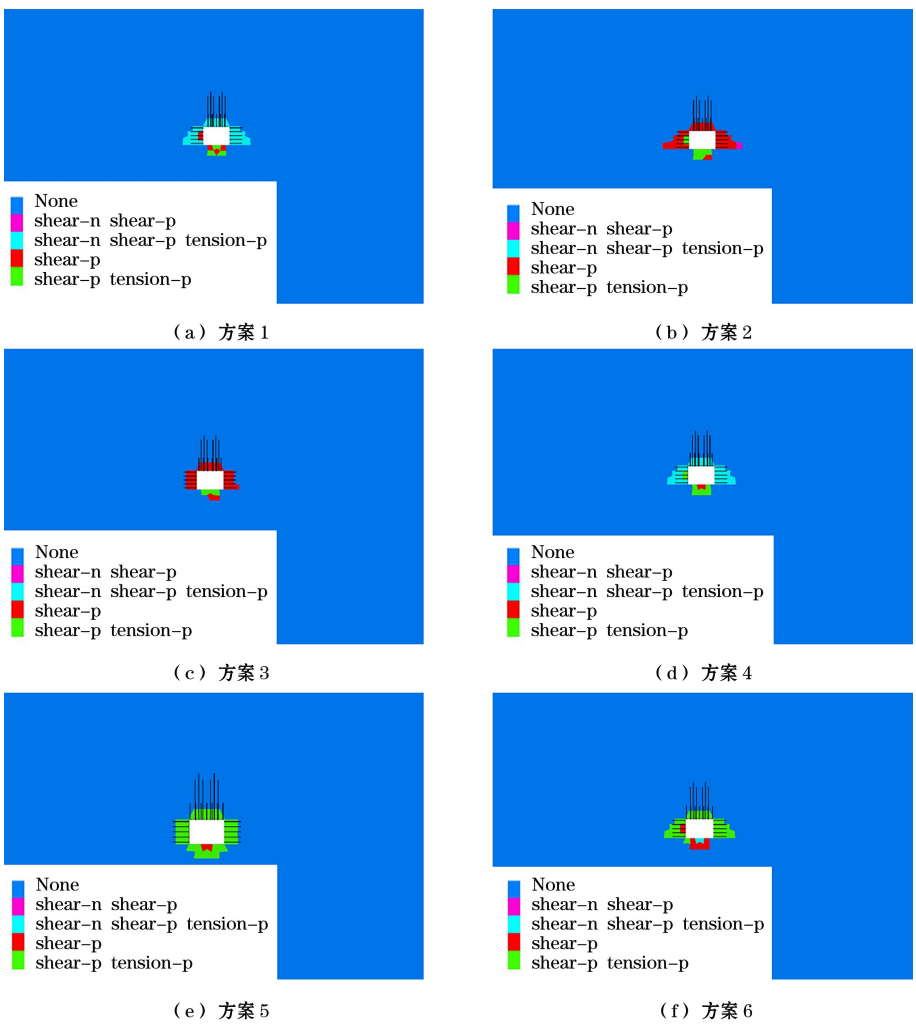


图 7 不同支护方案围岩塑性区分布云图

Fig.7 Distribution cloud maps of plastic zone of surrounding rock with different support schemes

通过数值模拟得到不同支护方案下煤巷围岩受力与变形破坏特征,见表 4。分析可知,煤巷开掘后势必会对煤层区域产生不可避免的采动影响,各方案巷道支护密度条件下,煤巷围岩的受力与变形破

坏特征也不同,因此,对比不同支护方案下巷道围岩受力与变形破坏程度可以得出方案 5>方案 3>方案 4>方案 6>方案 1>方案 2 的支护效果,支护方案 3、方案 5 可作为 1211 工作面运输顺槽支护措施实施。

表 4 不同支护方案煤巷围岩受力与变形破坏特征汇总

Table 4 Summary of stress and deformation failure characteristics of surrounding rock of coal roadway with different support schemes

方案	顶底板垂直应力峰值/MPa	最大顶底板位移量平均值/mm	塑性区发育高度/m
方案 1	7.00	234.30	4.4
方案 2	7.93	278.85	5.5
方案 3	4.10	36.25	2.2
方案 4	5.30	80.00	4.2
方案 5	3.89	22.95	2.1
方案 6	6.63	157.85	4.3

3 现场试验

对 1211 工作面运输顺槽现场进行支护试验巷道顶板锚索网支护情况如图 8 所示。顶板采用 6 根高强预应力锚杆,排距 800 mm,两帮各采用 5 根高强预应力锚杆,排距 800 mm,顶板采用 4 根长6 200 mm 和 2 根长 7 200 mm 锚索,排距 1 000 mm 进行支护。对巷道进行围岩变形和保安煤柱侧向支撑应力分析可知,该支护方案能够有效保障巷道稳定,通过现场调研来看,巷道整体稳定,巷道变形量较小,有效控制煤壁片帮、钢带变形、网兜等现象。

调整巷道顶板锚杆支护密度进行支护优化,为实现煤巷的快速掘进,顶板锚杆排距由 900 mm 调整为 800 mm,锚杆数量从 7 根调整为 6 根。通过计算,支护优化后方案(方案 3)比原支护方案(方案 5)少打锚杆 660 根,节省资金约 32 340 元,巷道支护施工时间缩短了约 33 d,取得了良好的经济效益。

图 8 巷道顶板锚索网支护情况

Fig.8 Anchor cable mesh support of roadway roof

4 结论

(1) 煤巷原有支护方案(方案 5)支护效果最好,巷道支护密度最为适宜,此时顶底板垂直应力峰值为 3.89 MPa,最大顶底板位移量平均值为 22.95 mm,塑性区发育高度为 2.1 m。

(2) 为实现煤巷快速掘进,结合数值模拟分析与现场验证,最终确定了巷道顶板锚杆排距由 900 mm 调整为 800 mm,锚杆数量从 7 根调整为 6 根,支护优化后方案(方案 3)具有此工程背景下煤巷支护的可行性,从煤巷围岩的受力与变形破坏特征看,采用支护方案 3 煤巷围岩顶底板垂直应力峰值为 4.1 MPa,最大顶底板位移量平均值为 36.25 mm,塑性区发育高度为 2.2 m,支护效果与原支护方案相近,而其余方案均不能作为煤巷支护的可行方案。

(3) 现场采用方案 3 支护后支护效果较好,巷道整体稳定,巷道变形量较小;支护优化后方案比原支护方案少打锚杆 660 根,节省资金约 32 340 元,巷道支护施工时间缩短了约 33 d,取得了良好的经济效益。

参考文献(References):

[1] 孟龙.深部巷道围岩不对称变形机理研究[D].淮南:安徽理工大学,2014.
MENG Long. Study on the laws of surrounding rock's asymmetric deformation mechanism in deep roadway[D]. Huainan:Anhui University of Science & Technology,2014.

[2] 孙志明,孙斌.千米深井大断面煤巷快速掘进支护改进措施的研究[J].内蒙古煤炭经济,2014(5):153-154.
SUN Zhiming, SUN Bin. Research on improvement measures of rapid excavation support for large section coal roadway in kilometer deep mine[J]. Inner Mongolia Coal Economy,2014(5):153-154.

[3] 陈卫东,欧阳剑,史秀志.基于锚索支护的凡口矿采场结构参数优化研究[J].采矿技术,2024,24(5):103-108.
CHEN Weidong, OUYANG Jian, SHI Xiuzhi. Research on optimization of structural parameters in fankou mining area based on anchor cable support[J]. Mining Technology, 2024,24(5):103-108.

[4] STOINSKI K, MIKA M. Dynamics of hydraulic leg of powered longwall support[J]. Jounrnal of Mining Science, 2003,39(1):72-77.

[5] DAS R, SINGH T N. Effect of rock bolt support mechanism on tunnel deformation in jointed rockmass: a numerical approach[J]. Underground Space,2021,6(4):409-420.

[6] 杜启军，赵启峰，杨壮，等.复杂地质条件下大断面煤巷快速掘进研究与实践[J].煤炭工程，2013，45(6)：76-79.
DU Qijun，ZHAO Qifeng，YANG Zhuang，et al. Research and practices on rapid driving technology of mine large cross section seam gateway under complicated geological conditions[J].Coal Engineering，2013，45(6)：76-79.

[7] 杨仁树，王旭.大断面半煤岩巷快速掘进施工技术研究[J].中国矿业，2012，21(4)：87-88＋93.
YANG Renshu，WANG Xu. Study on rapid excavation construction technique in semi-coal lane of large cross-section[J].China Mining Magazine，2012，21(4)：87-88＋93.

[8] 侯社伟，谷松山.半煤岩巷快速掘进技术及合理支护参数的研究[J].中州煤炭，2012(11)：20-23.
HOU Shewei，GU Songshan. Study on rapid excavation technology and reasonable support parameters of semi-coal rock roadway [J]. China Energy and Environmental Protection，2012(11)：20-23.

[9] 魏敬喜.大断面复合顶板煤巷快速掘进技术研究[D].淮南：安徽理工大学，2011.
WEI Jingxi. Study on techniques of rapid excavation for large cross-sectional and compound roof coal roadway[D]. Huainan：Anhui University of Science & Technology，2014.

[10] 司志群，田军先，岳官禧.掘锚一体化实现煤巷快速掘进的几点思考[J].煤矿开采，2006，11(4)：22-24.
SI Zhiqun，TIAN Junxian，YUE Guanxi. On realizing fast driving of coal roadway with driving and bolting combined [J].Coal Mining Technology，2006，11(4)：22-24.

[11] 王中财，曲延伦.厚煤层大断面煤巷快速掘进与支护技术研究[J].中国煤炭，2019，45(6)：35-37.
WANG Zhongcai，QU Yanlun. Research on fast driving and support technology of large cross-section coal roadway in thick coal seam[J].China Coal，2019，45(6)：35-37.

[12] 赵二会，刘强，白冰.煤巷快速掘进装备配套及支护参数优化研究[J].煤炭科技，2018(2)：38-40.
ZHAO Erhui，LIU Qiang，BAI Bing. Research on matching equipment and supporting parameters optimization of speedy coal roadway driving [J]. Coal Science & Technology Magazine，2018(2)：38-40.

[13] 白伟，蔚保宁.韩城矿区岩巷快速掘进工艺技术研究[J].煤炭技术，2021，40(12)：46-50.
BAI Wei，WEI Baoning. Study on rapid excavation technology of rock roadway in Hancheng Mining Area[J]. Coal Technology，2021，40(12)：46-50.

[14] 郝长胜，徐仁，尹旭，等.半煤岩巷快速掘进支护参数优化研究[J].煤炭技术，2018，37(8)：12-14.
HAO Changsheng，XU Ren，YIN Xu，et al. Study on optimization of support parameters for rapid excavationof semi-coal roadway[J].Coal Technology，2018，37(8)：12-14.

[15] 郭现伟，张云宁，白冰，等.济宁三号煤矿坚硬顶板条件快速掘进支护参数优化[J].煤炭科技，2021，42(6)：7-14＋20.
GUO Xianwei，ZHANG Yunning，BAI Bing，et al. Optimization of support parameters for rapid excavation under hard roof conditions in Jining No.3 Coal Mine[J].Coal Science & Technology Magazine，2021，42(6)：7-14＋20.

Feasibility Study and Application of Parameter Adjustment for Rapid Excavation Support Under Complex Conditions of Deep Coal Roadways

LIU Lezhi[1]，*LIU Huaju*[1]，*CHEN Denghong*[2]，*HUA Xinzhu*[2]，*LU Depei*[2]，*YANG Lixiang*[2]
(1.Guqiao Mine，Huainan Mining Co.，Ltd.，Huainan，Anhui 232150，China；
2.School of Mining Engineering，Anhui University of Science & Technology，Huainan，Anhui 232001，China)

Abstract：In order to achieve rapid excavation of coal roadways and explore the feasibility of support parameters adjustment，the transportation roadway of the 1211 working face in Guqiao Mine was taken as the research object. FLAC3D numerical simulation and on-site verification methods were used to analyze the stress and deformation failure characteristics of the roadway surrounding rock under various support density conditions after excavation of the coal roadway. The results indicate that the coal roadway has the best support effect under the original support scheme (scheme 5)，presenting the most suitable support density for the roadway. Through numerical simulation，it is found that the optimized support scheme (scheme 3) can achieve a peak vertical stress of 4.1 MPa，an average maximum displacement of 36.25 mm of the roof and floor，and a plastic zone height of 2.2 m. The support effect of scheme 3 is similar to the original support scheme，verifying the theoretical feasibility of the scheme. Implementation of support scheme 3 on site has favorable outcomes，with overall stability and small deformation of the roadway，which achieved notable economic benefits.

Key words：Complex conditions of deep mine，Rapid excavation，Feasibility study，Support density