doi:10.3969/j.issn.1671-4172.2024.02.011

高海拔破碎巷道支护参数优选

严　体[1],孙进辉[1],田　敏[2]

(1. 云南铜业矿山研究院,昆明 650051;2. 昆明有色冶金设计研究院股份公司,昆明 650231)

摘　要:巷道支护参数选择的合理性是保障巷道稳定的关键。针对高海拔破碎围岩巷道变形严重的问题,以某矿山的运输平巷为工程背景,采取现场岩体结构调查,调查巷道的变形破坏状态,采用巷道松动圈声波测试,松动圈厚度在 1.2～1.4 m,巷道支护松动圈分类为中松动圈Ⅱ类。基于上述研究,初步确定支护参数,最后用数值模拟软件对支护参数进行优化,采用喷锚网联合支护能满足要求,锚杆网度 1.2 m×1.2 m,锚杆长度 1.5 m,喷射混凝土厚度 100 mm 联合支护能满足安全要求。研究成果为该矿区巷道的支护设计提供了理论依据,也为类似工程的设计及施工提供借鉴思路。

关键词:破碎围岩;巷道;松动圈;支护参数;数值模拟

中图分类号:TD353　　**文献标志码**:A　　**文章编号**:1671-4172(2024)02-0080-08

Optimizing the parameters of support for broken high-altitude roadways in mines

YAN Ti[1], SUN Jinhui[1], TIAN Min[2]

(1. Research Institute of Mining, Yunnan Copper Co., Ltd., Kunming 650051, China;
2. Kunming Engineering & Research Institute of Nonferrous Metallurgy Co., Ltd., Kunming 650231, China)

Abstract: The secret to guaranteeing roadway stability is the logical choice of parameters that sustain the roadway. Using the transportation roadway of a particular mine as the engineering model, examine the deformation and failure status of the roadway based on the analysis of the rock mass structure in response to the issue of severe deformation in high altitude breaking rock mass. The loose circular of the roadway was subjected to acoustic testing; its thickness ranged from 1.2 to 1.4 m. The roadway support's loose circle was categorized as a Class Ⅱ medium loose circle. The aforementioned research served as the basis for the first estimation of the support parameters, which were then optimized using numerical simulation tools. When spray concrete is used with a thickness of 100 mm and an anchor mesh degree of 1.2 m×1.2 m along with an anchor rod length of 1.5 m, the combined support can satisfy safety regulations. The study's findings offer a theoretical foundation for the roadway's support design in the mining region as well as design and construction guidelines for related projects.

Key words: breaking rock mass; roadway; loose circle; support parameter; numerical simulation

在矿山开采过程中,地压易导致巷道发生变形及破坏,合理有效的巷道支护可以极大程度地减少地压对生产活动的影响[1]。针对高海拔地区的破碎巷道,近年来,国内外的专家学者开展了大量研究并取得了系列成果,针对矿山的高应力、软弱、破碎巷道,围岩变形量大、支护难,支护方案为多种单一支护方案的联合支护,取得了较好的效果。马胜杰等[2]以某铜矿巷道为研究背景,在工程地质条件研究的基础上,利用 3DEC 离散元软件构建了矿山巷道的三维数值模型,设计了 3 因素 3 水平 L9(33)支护参数的正交试验方案,获取了在不同参数条件下的变形规律和支护效果。通过对巷道支护参数优化以及经济合理性比较分析,确定了较优的巷道支护参数,即锚杆直径 28 mm、长度 1.75 m、间排距 1.2 m,C20 混凝土喷射厚度 100 mm。王能跃等[3]以锦丰金矿深部回采过程中巷道失稳问题,进行了深部巷道变形破坏机理分析,采用"钢网＋树脂锚杆＋纤维混凝土"联合支护优化方案,支护效果显著,两帮、顶板累积位移量较原方案分别下降了

收稿日期:2023-09-25

作者简介:严　体(1981—),男,采矿高级工程师,硕士,采矿工程专业,主要从事矿山开采研究工作。E-mail:ytyapple@139.com

48.67%、72.85%。史磊等[4]对云南某矿山无轨运输巷道膨胀性花岗岩引起的工程灾害进行研究,通过超声波波速测试,矿山花岗岩松动圈范围在1.6～1.8 m,原有支护不能满足工程实际;采用喷锚网联合支护时,锚杆长度2.1 m,间、排距分别为 0.9 m 和 1.2 m 时的支护效果最好;现场工业试验发现巷道变形在施工 2 个月左右趋于稳定。廖元欢等[5]以川南某矿巷道为工程背景,通过监测关键点位移变化情况,将监测位移与尖点突变理论结合,建立巷道围岩稳定性判定的数学模型。随着开挖顶板、底板和两帮会逐渐发生失稳变形,在开挖到第 7 步时发生突变围岩破坏,结合同一层位回风巷道支护情况,通过数值模拟研究锚杆长度对巷道支护的影响,最终确定锚杆长度在 2.4 m 时能很好地控制围岩变形,塑性区体积和围岩变形量显著降低。陈才贤等[6]以西藏巨龙铜矿主运输皮带巷道为研究对象,针对高海拔软破大断面皮带运输巷道支护难题,采用支护方案为“超前支护”+“长锚索-短锚杆-钩花网支护”+“钢架-喷射混凝土支护”联合支护,现场监测结果表明该支护方案能够满足巨龙驱龙段矿区皮带运输巷道运输矿石的安全需求。贾明魁等[7]运用锚网支护基本理论,计算选择锚网支护参数,采用“锚网+锚索+注浆”的联合支护技术,得到了良好的支护效果和经济效益。杨亚平等[8]针对金川矿区深部高应力破碎岩体巷道围岩变形量大、支护难、使用周期短等特点,提出了中空锚杆+钛克网+喷射砼支护、精轧螺纹钢+双垫板支护、双层喷锚网+高强锚索支护、网喷锚支护等新型支护方案。夏辉等[9]针对大断面运输巷道变形严重难以控制的问题,以某矿山 520 中段回采巷道为工程背景,提出“喷锚支护”和“超前支护”两种不同形式的围岩控制措施。郭延辉等[10]针对云南某铅锌矿 860 坑 550 中段阶段运输大巷应力高、围岩松软破碎、难于支护的情况,提出了“锚注+锚网喷”联合支护方案。张延旭等[11]针对某矿 15 层煤顶板破碎实际情况,确定了“注浆膨胀锚杆+锚索+钢筋网+W 钢带”的支护方案。

本文以某高海拔矿山的运输巷道支护为工程背景,矿山在实际生产过程中,现有的支护方式成本较高,通过对工程地质调查与分析、实验室试验、松动圈测试、支护方案与数值分析等技术手段,确定合理的巷道支护参数,具有一定的指导和参考意义。

1　工程地质条件

矿区内出露地层包括第四系(Q)及上三叠统(T3)下部地层。矿区内石英闪长玢岩分布广泛,与变质砂板岩共同构成矿体顶、底板围岩,岩层倾角一般为 50°～70°,属陡倾斜单斜构造。石英闪长玢岩岩性坚硬,成岩裂隙及构造裂隙发育,浅部岩石长期裸露风化较强。深层裂缝的发育减弱,通常充满碳酸盐岩脉和金属脉。与浅部相比,它们具有更好的坚固性和完整性。矿区内断层规模小,多为发生并消失于石英闪长玢岩中的近走向高角度断层,一般未切割、连通矿区内主要含水层,富水性较弱,对矿坑充水影响不大。通过详细线观测方法进行了岩体结构面调查,大部分岩(矿)体结构面都是以三组或三组以上发育,结构面相互贯穿,岩(矿)体往往被切割成碎块,使岩(矿)体主要呈现出碎裂结构,降低了岩(矿)体的力学强度,对巷道的稳定性影响较大。

2　巷道破坏形式及支护现状

在巷道的掘进过程中,打破了矿山的初始应力的平衡状态,应力会重新到达平衡,二次应力在重新平衡的过程中,岩石将产生不同程度的变形、破坏,当重新平衡的岩石中的应力超过破坏强度时,巷道便发生变形与破坏,因此,矿山的岩(矿)体的结构特征及岩体力学强度对巷道工程的稳定有着重要的影响。矿体主要产于石英二长斑岩和石英闪长玢岩中,成岩裂隙及构造裂隙发育,对巷道工程的稳定性起控制性作用。根据大量的现场调查发现,3 540、3 560、3 570、3 580 m 中段均有巷道破坏现象,3 590、3 600 和 3 612 m 中段的巷道破坏则更为严重,现已封闭,禁止人员进入。矿山目前主要采用五种方式对巷道进行支护,即钢架支护、混凝土浇灌支护、喷锚网支护、素喷混凝土支护和超前锚杆支护,通过对 3 330、3 420、3 480、3 540、3 560、3 570、3 580 m中段的详细调查及统计,素喷混凝土支护、喷锚网支护、钢架支护、混凝土浇灌支护、超前锚杆支护在整体巷道支护中各占的百分比分别为 18%、16.5%、14%、17.5%、7%。

在 3 540 m 中段巷道支护方面,采用了喷锚网支护,锚杆长度 1.6 m,锚杆间排距 1 m×1 m,喷射混凝土厚度为 70 mm。在岩体破碎不稳定的情况下采用钢架和圆木接顶支护,在 3＃振机出矿处,采用先素喷再挂网的支护方式。在掘进的巷道局部遇到破碎松软岩层,巷道围岩遇水和空气容易快速风化,岩体强度降低,掘进过程中采用超前锚杆支护,并加塞圆木加强支护结构与围岩的紧密接触。上述巷道支护情况如图 1～4 所示。

图 1 喷锚网支护

Fig. 1 Shotcrete anchor mesh support

图 2 钢支架+圆木支护

Fig. 2 Steel support+round wood support

图 3 先素喷再挂网支护

Fig. 3 First plain spraying and then hanging net support

图 4 超前锚杆支护

Fig. 4 Advance anchor support

3 巷道围岩松动圈测试

围岩松动圈测试结果是巷道支护方案选择和围岩稳定性分析的重要判据,此次试验为了准确获得矿山 3 540 m 中段以上运输巷道围岩松动破碎范围,选取巷道掘进后具有普遍代表意义的巷道进行松动圈测试。

3.1 松动圈测试原理

采用声波法测定围岩松动圈。声波测试基本原理[10,12]为硐室围岩处于高应力作用区其波速相对较大,而在应力松驰的低应力区中的岩体其波速相对较小,图 5 为声波测试原理框图。根据这一原理,对硐室围岩进行声波波速测试。结合工程地质条件对测得的岩体纵波波速进行分析,确定围岩是否松动,松动范围如何。

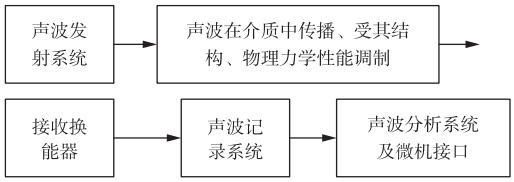

图 5 声波测试原理框图

Fig. 5 Schematic diagram of sound wave test

测试时一般采用水作耦合介质,因此,测试上向孔时必须用水泵将水抽入上向孔。图 6 为现场测试示意图。当孔中的水淹没两个接收探头时,即可进行数据采集,每隔 0.2 m 测读一次。

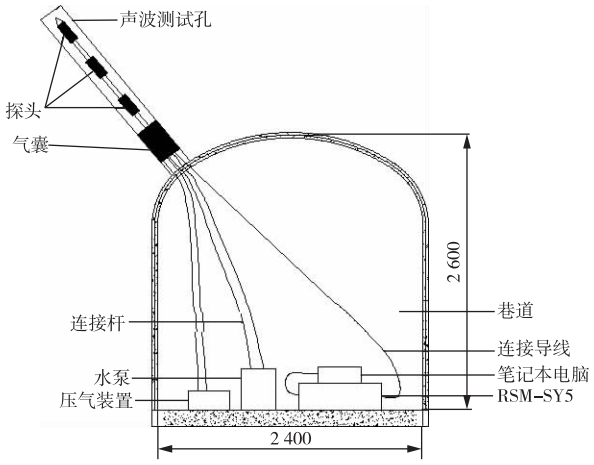

图 6 现场测试示意图(单位:mm)

Fig. 6 Schematic diagram of on-site testing(Unit:mm)

3.2 松动圈测试结果

对矿山 3 540、3 555、3 560、3 580 m 中段等的 10 个点进行了测试,测试结果见表 1。

表 1　各测点松动圈测试结果

Table 1　Test results of the loose circle at each measuring point

测点	松动圈厚度/m		
	A 测孔	B 测孔	C 测孔
3 540 m 中段 26 线测点 1	1.2	1.4	1.2
3 540 m 中段 26 线测点 2	1.2	1.4	1.2
3 540 m 中段 20 线测点 1	1.2	1.4	1.2
3 540 m 中段 20 线测点 2	1.2	1.4	1.2
3 555 m 中段 20 线左测点	1.4	1.4	1.2
3 555 m 中段 20 线右测点	1.4	1.4	1.2
3 560 m 中段 17—18 线之间测点	1.4	1.4	1.2
3 560 m 中段 18 线测点	1.2	1.4	1.2
3 580 m 中段 21 线测点 1	1.2	1.4	1.2
3 580 m 中段 21 线测点 2	1.6	1.4	1.2

除了 3580 m 中段 21 线测点 2 矿体的松动圈厚度为 1.6 m 左右外,其余 29 个测孔的松动圈厚度在 1.2～1.4 m。根据巷道支护松动圈分类[13-14],当松动圈厚度 L=0～0.4 m 时,巷道围岩分类为小松动圈Ⅰ类;当松动圈厚度 L=0.4～1.5 m 时,巷道围岩分类为中松动圈Ⅱ类;当松动圈厚度 L=1.5～2.0 m 时,巷道围岩分类为大松动圈Ⅲ类;当 L=2.0～3.0 m 为大松动圈Ⅳ类;当 L 大于 3.0 m 为大松动圈Ⅴ类,为较软岩。依据上述分类标准,认为矿区巷道支护松动圈分类为中松动圈Ⅱ类。

3.3　支护方案

对于中松动圈围岩的支护目前主要采用的是悬吊理论[15-16],此时锚杆是围岩支护的主要构件,采用锚杆＋喷射混凝土支护方式。

支护参数锚杆长度为锚杆的有效长度 Lm 、锚杆嵌入稳定岩层的长度 $L1$ 、锚杆外露长度 $L2$ 之和为 1.8 m;锚杆间排距 $a=\sqrt{Q/kr\,Lm}$ 为 0.9 m,其中 Q 为锚杆的设计锚固力,Lm 为锚杆的有效长度,k 为安全系数,r 为岩体容重;锚杆直径由于施工的要求,其直径不宜小于 14 mm;喷层厚度在中松动圈条件下为 100 mm。

4　支护方案数值模拟分析

针对巷道的特点,现场 3 540 m 中段运输平巷主要以净断面为 2.4 m×2.6 m 的三心拱为主,所以计算分析结合现场巷道断面的实际情况,对净断面为 2.4 m×2.6 m 情况的支护参数及支护形式进行模拟研究。

4.1　数值模型

由于巷道工程地质条件比较复杂,岩体的类型主要以石英二长斑岩和石英闪长玢岩为主,主要研究运输巷道在开挖、支护后两阶段巷道的稳定性。

计算域的大小对数值模拟结果有重要的影响。由于信息技术的发展,现计算机的计算能力有了较大的提高,可以对建立的数值模型单元格的尺寸作适当的减小。根据运输巷道的规格和断面形式,结合力学相关理论,建立三维数值分析模型。模型长×宽×高为 75 m×75 m×60 m,沿巷道方向取 75 m,垂直巷道方向取 75 m,垂直方向取 60 m,巷道模型共计 39 715 个节点,169 498 个单元。最终生成的网格和建好的模型如图 7 所示。

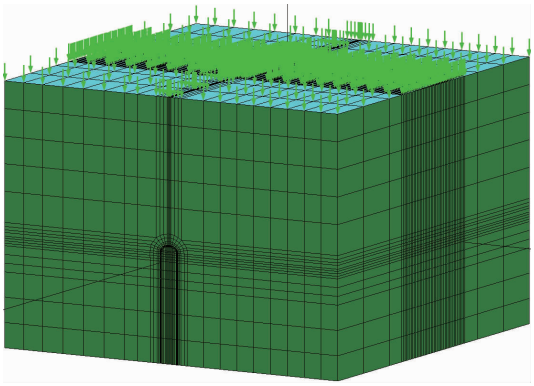

图 7　数值模型

Fig. 7　Numerical model

4.2　岩体参数

模拟计算分析的准确性很大程度上取决于矿岩的力学参数的准确性。本次模拟采用的矿岩力学参数为现场地质调查和室内试验得到的矿岩力学参数,为确保结果的可靠,在室内试验基础上采用 RMR 分级法进行了矿岩的分级评价,结合 Hoek-Brown 公式确定了矿山宏观矿岩力学参数。矿岩力学参数如表 2 所示。

表 2 矿岩宏观岩体力学参数

Table 2 Macroscopic rock mass mechanical parameters of mineral rocks

岩性	密度/(g·cm^{-3})	单轴抗压强度/MPa	抗拉强度/MPa	弹性模量/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	泊松比
矿体(斑岩)	2.60	0.067	0.030	10.0	0.023	22.144	0.251
石英闪长玢岩	2.67	0.143	0.054	17.0	0.044	27.004	0.178
富矿	2.64	0.064	0.028	12.0	0.021	22.970	0.227
贫矿	2.74	0.151	0.064	19.5	0.049	23.734	0.239
围岩(玢岩)	2.72	0.126	0.055	12.3	0.042	22.917	0.092

4.3 边界约束

数值模型边界约束条件采用位移约束的方式。在离工程较远处矿岩的位移值较小,因此可将网格模型边界处的位移值视为零。模型底部的节点采用三个方向固定约束,模型 X、Y 方向的边界分别采用 X、Y 方向约束。

4.4 计算采用的力学模型

矿区内石英闪长玢岩分布广泛,与变质砂板岩共同构成矿体顶、底板围岩,成岩裂隙及构造裂隙发育,呈随机分布,且为闭和状态,整体上可以将岩体、矿体都视为各向同性的弹塑性连续介质,采用莫尔-库仑(Mohr-Coulomb)屈服准则。此破坏准则是所有可能屈服面的内极限面,在工程上采用此屈服准则是偏于安全的。

4.5 支护模拟方案

本次计算方案针对 2.4 m×2.6 m 的断面采用喷锚网联合支护方案进行研究,计算方案见表 3。

表 3 2.4 m×2.6 m 支护方案

Table 3 2.4 m × 2.6 m supporting scheme

方案	净断面尺寸	支护方案	支护参数
1	2 400 mm×2 600 mm	不支护	—
2	2 400 mm×2 600 mm	喷锚网联合支护	锚杆网度 1.2 m×1.2 m,锚杆长度 1.5 m,喷射混凝土厚度 100 mm。
3	2 400 mm×2 600 mm	喷锚网联合支护	锚杆网度 1.2 m×1.2 m,锚杆长度 1.8 m,喷射混凝土厚度 100 mm。
4	2 400 mm×2 600 mm	喷锚网联合支护	锚杆网度 0.7 m×0.7 m,锚杆长度 1.5 m,喷射混凝土厚度 100 mm。
5	2 400 mm×2 600 mm	喷锚网联合支护	锚杆网度 0.7 m×0.7 m,锚杆长度 1.8 m,喷射混凝土厚度 100 mm。

4.6 计算结果分析

1)应力分布模拟结果分析

从模拟结果来看(图 8),五种支护方案最大压应力为 6 MPa,最小压应力为 5.62 MPa,没有明显差别,五种方案中仅有方案 1 不支护时顶板及侧帮有拉应力出现,大小为 0.232 MPa,远远超出了玢

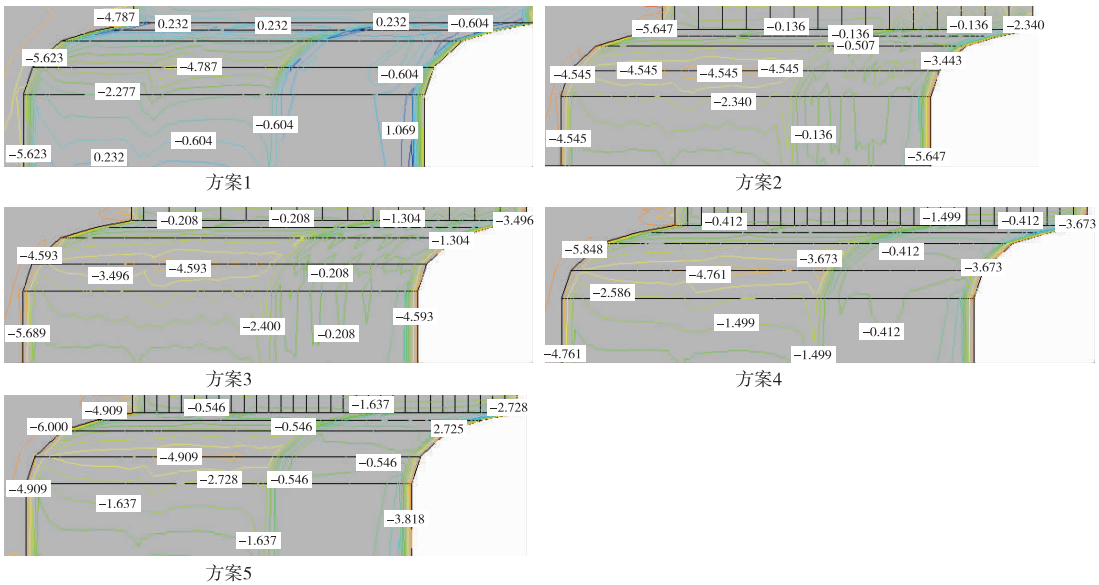

图 8 巷道顶板、侧帮最大主应力分布图

Fig. 8 Distribution of the maximum principal stress on the roof and side walls

岩、斑岩本身的抗拉强度值,在此情况下,巷道边帮及顶板容易出现拉破坏,造成巷道破坏,而方案 2 至方案 5 采用喷锚网联合支护后,顶板及侧帮都没有拉应力出现,此时顶板及侧帮是稳定的,所以从应力分布来看,针对矿山的巷道,采用喷锚网支护能满足要求。

2)安全率分布模拟结果分析

从五种方案模拟结果来看(见图 9),不支护情况下巷道最小安全率为 0.975,远低于临界状态,说明此时巷道顶板及侧帮极易出现破坏,而采用喷锚网联合支护的四个方案中最小安全率值分别为 1.194、1.230、1.278、1.301,均大于临界状态,且满足地下矿山安全率大于 1.15 的要求,认为是偏于安全的经验值,所以四种喷锚网联合支护方案均满足要求。

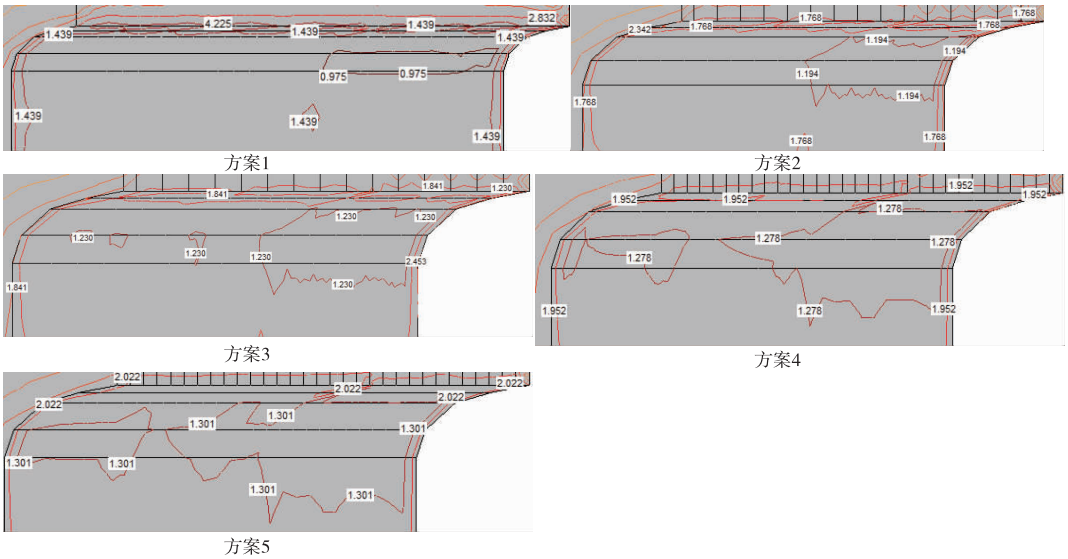

图 9　巷道顶板、侧帮安全率分布图

Fig. 9　Distribution of safety rate on the Roof and Side Walls

3)塑性区分布模拟结果分析

塑性区更能直观地反映巷道的破坏情况。从五种不同支护方案巷道整体破坏情况可以看出(图 10),巷道在开挖后不采取支护措施的情况下,有些区域出现塑性区连片的现象,这些区域极易出现破坏,而采用喷锚网联合支护后,巷道顶板及侧帮仍有塑性区存在,但塑性区均以零星的形式存在,没有出现连片的现象,说明喷锚网支护能极大地抑制巷道的破坏。从四种不同支护方案比较,虽然不同支护方案塑性区有所区别,但不是特别明显。

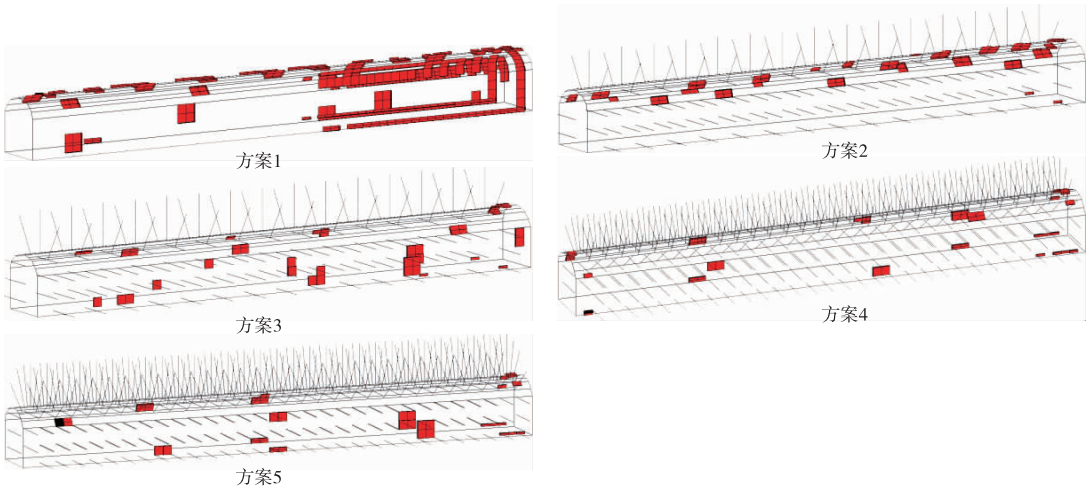

图 10　巷道顶板、侧帮塑性区分布图

Fig. 10　Distribution of plastic zone on the roof and side walls

4)对锚杆在支护过程中所起的作用进行分析

从锚杆轴力分布情况(图 11)来看,锚杆长度为 1.5 m、间排距为 1.2 m×1.2 m 时锚杆所产生的轴力范围在 10～90 kN,锚杆长度为 1.8 m、间排距为 1.2 m×1.2 m 时锚杆所产生的轴力范围也在 10～90 kN,锚杆长度为 1.5 m、间排距为 0.7 m×0.7 m 时锚杆所产生的轴力范围在 10～100 kN,锚杆长度为 1.8 m、间排距为 0.7 m×0.7 m 时锚杆所产生的轴力范围在 10～110 kN,这充分说明了锚杆在支护过程中发挥了较大的作用,而锚杆长度、间排距的影响在巷道规格较小及巷道破坏深度不大时变化较小。锚杆锚固力在锚固端最大,随着深度的增加,锚固力逐渐减小。

通过对 2.4 m×2.6 m 巷道的模拟分析,从应力、安全率、塑性区及锚杆轴力等方面对各支护方案进行了详细分析,采用喷锚网联合支护能满足要求,锚杆网度 1.2 m×1.2 m,锚杆长度 1.5 m,喷射混凝土厚度 100 mm 联合支护能满足安全要求。对锚杆长度、间排距和混凝土厚度进行了优化,较原支护设计方案经济。

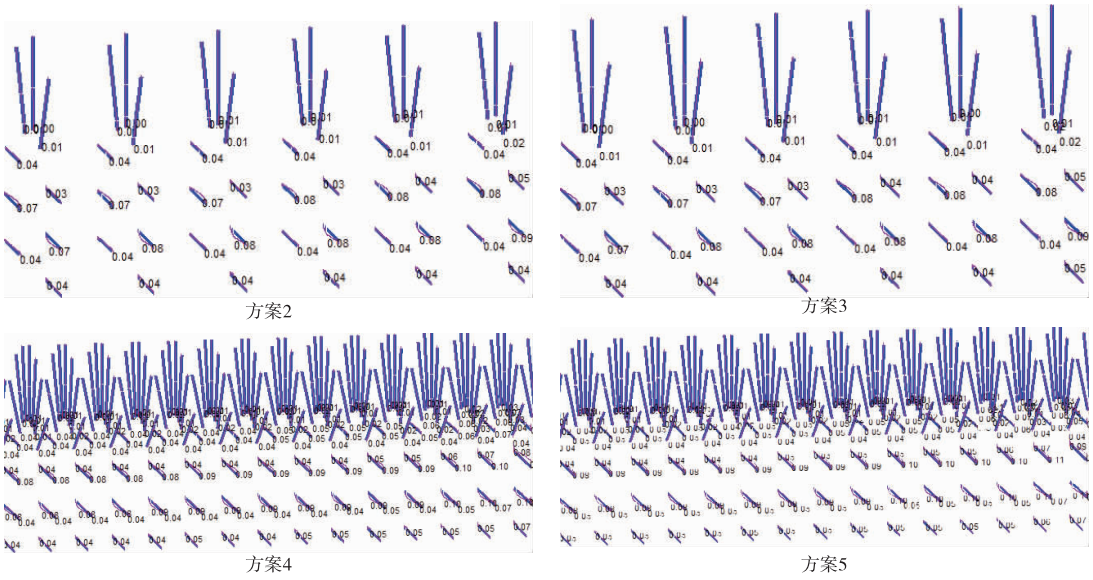

图 11 锚杆轴力图

Fig. 11 Anchor rod axial diagram

5 结论

1)松动圈试验表明,围岩松动圈范围为 1.2～1.4 m,属于中松动圈Ⅱ类,采用喷锚网支护方式。

2)针对巷道 2.4 m×2.6 m 破碎程度一般的岩体,通过多方案模拟分析,采用喷锚网联合支护能满足要求,采用的喷锚网参数为:锚杆长度 1.5 m,间排距 1.2 m×1.2 m,喷射混凝土厚度 100 mm。

3)通过对锚杆在支护过程中所起的作用进行分析,说明了锚杆在支护过程中发挥了较大的作用,而锚杆长度、间排距在巷道规格较小及巷道破坏深度不大时影响较小。锚杆锚固力在锚固端最大,随着深度的增加,锚固力逐渐减小。

参 考 文 献

[1] 康明超,李腾,王乃伟,等. 分级围岩巷道支护参数优化及数值分析[J]. 矿业研究与开发,2021,41(1):21-27.
KANG Mingchao, LI Teng, WANG Naiwei, et al. Optimization and numerical analysis on supporting parameters of graded surrounding rock roadway [J]. Mining Research and Development, 2021, 41(1): 21-27.

[2] 马胜杰,侯克鹏,孙华芬,等. 基于正交试验的巷道支护参数优化研究[J]. 有色金属(矿山部分),2023,75(2):118-124.
MA Shengjie, HOU Kepeng, SUN Huafen, et al. Research on optimization of roadway supporting parameters based on orthogonal test[J]. Nonferrous Metals(Mining Section), 2023, 75(2): 118-124.

[3] 王能跃,王堃,王世博. 深部软破岩体巷道失稳机理分析与支护优化研究[J]. 有色金属(矿山部分),2023,75(5):43-51.
WANG Nengyue, WANG Kun, WANG Shibo. Analysis of destabilization mechanism and optimization of support for deep soft-break rock roadway [J]. Nonferrous Metals (Mining Section), 2023, 75(5): 43-51.

[4] 史磊,侯克鹏,孙华芬,等. 某矿膨胀岩巷道支护参数优化数值模拟与工业试验[J]. 矿冶,2023,32(2):1-9.
SHI Lei, HOU Kepeng, SUN Huafen, et al. Numerical simulation and industrial test on support parameters optimization of expansive rock roadway in a mine[J]. Mining

and Metallurgy,2023,32(2):1-9.

[5] 廖元欢,邓涛,张文涛,等.基于尖点突变理论的巷道开挖围岩稳定性及支护研究[J].有色金属工程,2022,12(4):116-123.
LIAO Yuanhuan,DENG Tao,ZHANG Wentao,et al. Study on the stability and support of tunnel excavation surrounding rock based on cusp catastrophe theory[J]. Nonferrous Metals Engineering,2022,12(4):116-123.

[6] 陈才贤,陈磊,黄智强.高海拔软破大断面巷道支护设计及参数优选研究[J].矿业研究与开发,2022,42(10):88-94.
CHEN Caixian, CHEN Lei, HUANG Zhiqiang. Study on support design and parameter optimization of broken soft large-section roadway at high altitude[J]. Mining Research and Development,2022,42(10):88-94.

[7] 贾明魁,贾立安,刘银志.高应力破碎带大断面巷道支护技术研究[J].矿冶工程,2003(5):12-14.
JIA Mingkui, JIA Li'an, LIU Yinzhi. Roadway lining technology of major section in high stress fracture zone—a study[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2003(5):12-14.

[8] 杨亚平,杨有林,穆玉生,等.金川矿区深部高应力破碎岩体巷道支护技术研究及应用[J].中国矿业,2018,27(11):99-103.
YANG Yaping,YANG Youlin,MU Yusheng,et al. Research and application of supporting technology of fractured rock roadway with high stress of deep ground in Jinchuan mining area[J]. China Mining Magazine,2018,27(11):99-103.

[9] 夏辉,侯克鹏,孙华芬,等.某矿大断面运输巷道支护技术[J].科学技术与工程,2022,22(5):1835-1841.
XIA Hui,HOU Kepeng,SUN Huafen,et al. Support technolog of large section transportation roadway in a mine[J]. Science Technology and Engineering,2022,22(5):1835-1841.

[10] 郭延辉,侯克鹏,李克钢,等.深部高应力松散破碎软岩巷道支护技术研究[J].昆明理工大学学报(自然科学版),2019,44(2):32-38.
GUO Yanhui,HOU Kepeng,LI Kegang,et al. A research on supporting technology of deep loose fractured soft rock roadway under high stress[J]. Journal of Kunming University of Science and Technology(Natural Science),2019,44(2):32-38.

[11] 张延旭,冷超,王超,等.松软破碎围岩巷道支护技术研究[J].矿业研究与开发,2019,39(10):22-25.
ZHANG Yanxu,LENG Chao,WANG Chao,et al. Research on support technology of roadway with soft and broken surrounding rock[J]. Mining Research and Development,2019,39(10):22-25.

[12] 戴俊,杨凡,武宇,等.RSMSY5(N)声波仪在巷道围岩松动圈测试中的应用[J].煤炭技术,2014(12):76-78.
DAI Jun,YANG Fan,WU Yu,et al. Application of RSMSY5(N) acoustic-waves-monitor in releasing zone measuring and test[J]. Coal Technology,2014(12):76-78.

[13] 孟庆彬,钱唯,韩立军,等.软弱矿体中巷道围岩稳定控制技术及应用[J].采矿与安全工程学报,2019(5):906-915.
MENG Qingbin, QIAN Wei, HAN Lijun, et al. Stability control technology of roadway surrounding rock in soft ore body and its application[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2019(5):906-915.

[14] 靖洪文,孟庆彬,朱俊福,等.深部巷道围岩松动圈稳定控制理论与技术进展[J].采矿与安全工程学报,2020(3):429-442.
JING Hongwen, MENG Qingbin, ZHU Junfu, et al. Theoretical and technical progress of stability control of broken rock zone of deep roadway surrounding rock[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2020(3):429-442.

[15] 郭进平,程相琛,张雯,等.某铁矿充填采矿法协同支护充填体稳定性可视化分析[J].有色金属(矿山部分),2023,75(3):109-121.
GUO Jinping,CHENG Xiangchen,ZHANG Wen,et al. Visual analysis of the stability of the filling body in a certain iron mine[J]. Nonferrous Metals(Mining Section),2023,75(3):109-121.

[16] 郭志宏,董方庭.围岩松动圈与巷道支护[J].矿山压力与顶板管理,1995(增刊 1):111-114.
GUO Zhihong, DONG Fangting. Broken rock zone and roadway support[J]. Ground Pressure and Strata Control,1995(Suppl. 1):111-114.

(上接第 75 页)

[15] 刘玉凤,曹芳智,马明,等.地下水对伊敏露天矿内排土场边坡稳定的影响[J].煤矿安全,2019(8):246-239.
LIU Yufeng, CAO Fangzhi, MA Ming, et al. Influence of groundwater on slope stability of internal dump in Yimin open-pit coal mine and its countermeasures[J]. Safety in Coal Mines,2019(8):246-239.

[16] 连续峰,罗强,张文生,等.基于圆弧-平面组合滑动模式的路基土质边坡浅层稳定分析[J].水利水电技术,2019,50(1):18-24.
LIAN Xufeng,LUO Qiang,ZHANG Wensheng,et al. Stability analysis on subgrade soil-slope in accordance with arc-plane composite failure mode[J]. Water Resources and Hydropower Engineering,2019,50(1):18-24.

[17] 徐文刚,余旭荣,年廷凯,等.基于 FLAC^{3D}的三维边坡稳定性强度折减法计算效率提高算法及其应用[J].吉林大学学报(地球科学版),2021,51(5):1347-1355.
XU Wengang,YU Xurong,NIAN Tingkai,et al. Optimization and application of FLAC^{3D} strength-reduction computation in three-dimension slope stability analysis[J]. Journal of Jilin University(Earth Science Edition),2021,51(5):1347-1355.

[18] 姚国强,言志信,龙哲,等.基于正交设计的锚杆支护参数对土质边坡稳定性影响的研究[J].公路,2019,64(1):37-45.
YAO Guoqiang, YAN Zhixin, LONG Zhe, et al. Research on the influence of anchor support parameters on soil slope stability based on orthogonal design[J]. Highway, 2019, 64(1):37-45.