



移动扫码阅读

杨计先.井底巷道硐室群破坏机理及综合加固技术研究[J].煤炭科学技术,2019,47(4):69-77. doi:

10.13199/j.cnki.cst.2019.04.012

YANG Jixian.Study on failure mechanism and comprehensive strengthening technology of roadways and chambers group at shaft bottom[J].Coal Science and Technology,2019,47(4):69-77. doi:10.13199/j.cnki.cst.2019.04.012

# 井底巷道硐室群破坏机理及综合加固技术研究

杨 计 先

(山西潞安环保能源开发股份公司 漳村煤矿,山西 长治 046204)

**摘 要:**为解决漳村煤矿副立井井底密集巷道硐室群修复难题,通过地质素描和现场测试揭示了巷道硐室群变形破坏原因,采用数值模拟的方法研究了巷硐群大范围连锁破坏机理,并基于围岩强力支护与加固控制理论,开发了深浅孔双液注浆配合全长锚固强力锚索的综合加固技术。研究表明:①不利的地质构造和应力环境、井筒落底层位不合理、部分结构设计强度不足及多次爆破扰动,是漳村煤矿井底巷道硐室围岩变形破坏的主要原因;②在经受密集开挖引起的高集中应力和频繁扰动下,巷道硐室群破坏范围远大于单巷开挖,且巷道硐室之间相互影响,加剧破坏程度,这是漳村煤矿井底巷道硐室变形破坏的机理;③采用深孔浅孔相互交叉、无机有机浆材相互补充的方式进行注浆,双重保证注浆效果,充分填实围岩裂隙,而全断面强力锚杆锚索支护,相当于对巷道硐室周边加上强力的边界条件,使其具有较强的抵抗变形能力。研究成果对类似地质条件下的井下永久巷道硐室加固工程具有一定的理论指导和实际借鉴意义。

**关键词:**井底车场;巷道硐室群;围岩破坏机理;综合加固;高压注浆;强力支护

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2019)04-0069-09

## Study on failure mechanism and comprehensive strengthening technology of roadways and chambers group at shaft bottom

YANG Jixian

(Zhangcun Coal Mine, Shanxi Lu'an Environmental Energy Development Co., Ltd., Changzhi 046204, China)

**Abstract:** In order to solve the problem of repairing roadways and chambers group at sub-shaft bottom in Zhangcun Coal Mine, this paper reveals the cause of deformation and failure of roadways and chambers group through geological sketch and field test. The numerical simulation method is used to study the large-scale chain failure mechanism of roadways and chambers group. Based on the theory of intensive support and reinforcement control of surrounding rock, the comprehensive reinforcement technology of deep and shallow hole double liquid grouting combined with full-length anchoring cable was developed. The results show that: ① Unfavourable geological structure and stress environment, unreasonable downhole stratum, insufficient structural design strength and multiple blasting disturbance are the main causes of deformation and destruction of surrounding rock of roadway chamber in Zhangcun Coal Mine. ② Under the high concentrated stress and frequent disturbance caused by intensive excavation, the damage scope of roadways and chambers group is much larger than that of single roadway excavation. The interaction between chambers aggravates the degree of destruction, which is the mechanism of deformation and destruction of the chamber of the roadway in Zhangcun Coal Mine. ③ Grouting is carried out by means of deep-hole shallow holes crossing each other and inorganic-organic pulp complement each other, double-guarantee grouting effect, fully filling surrounding rock fissures, and full-section strong anchor bolt support. It is equivalent to adding strong boundary conditions to the periphery of the tunnel chamber, so that it has strong resistance to deformation. Grouting is carried out by means of cross-cutting deep and shallow holes and complementary inorganic-organic grouting materials, thus ensuring the grouting effect and fully filling the surrounding rock fissures, while full-section strong bolt and cable support is equivalent to adding strong boundary strips around the roadway chamber. The research findings have certain theoretical guidance and practical reference significance for the reinforcement engineering of underground permanent roadway chamber under similar geological conditions.

收稿日期:2019-01-25;责任编辑:杨正凯

基金项目:国家重点研发计划资助项目(2017YFC0603006)

作者简介:杨计先(1969—),男,山西高平人,高级工程师,现任山西潞安环保能源开发股份公司漳村煤矿矿长。

**Key words:** shaft station; roadways and chambers group; surrounding-rock failure mechanism; comprehensive reinforcement; high pressure grouting; intensive support

## 0 引言

近年来,随着煤矿开采深度的不断增加和开采强度的不断增大,生产地质条件越来越复杂,在这种情况下,伴随井下巷道硐室规模越来越大,出现变形、破坏等问题的风险也越来越高<sup>[1-4]</sup>。例如井底周边区域巷道硐室群(包括马头门、井底车场、水仓、泵房、变电所及相关连接硐室等),由于本身具有设计断面大、服务年限长、自由面多、纵横交叉、布置密集等特点,使得施工扰动明显,应力集中严重,结构受力复杂,如缺乏正确的理论指导和合理的施工工艺,极易造成马头门、井底车场等关键部位发生失稳,如山西屯留矿副井、山东唐口煤矿副井、江西曲江煤矿副井、安徽张集煤矿东进风井、河南赵固二矿副井和内蒙古塔然高勒煤矿副井等,在施工过程中不但马头门遭到破坏,甚至井壁也出现了一定范围的破损。山西潞安集团漳村煤矿在建设西扩区副立井(进风井)过程中,由于调整井筒落底标高,导致井底巷道硐室群落底层位不合适,引起马头门、等候室、井底车场、水仓、泵房、变电所及相连硐室等部位相继出现围岩变形、断面收敛、混凝土喷层开裂、底板底鼓等问题,最大变形量近1.0 m,进风立井工程稳定性受到严重影响。因此,井底巷道硐室群稳定性问题已成为矿井建设中急待解决的重大技术难题。

针对井底巷道硐室群稳定性问题,许多专家学者进行了研究和实践。康红普等<sup>[5-6]</sup>提出高压注浆后进行高预应力强力锚杆锚索支护是比较适合松软破碎井筒和硐室的加固方式;吴拥政<sup>[7]</sup>将全长锚固预应力强力锚杆锚索组合支护系统应用于上山群巷道围岩控制;李文洲<sup>[8]</sup>采用水泥注浆配合注浆锚索支护的方法,对马头门及井筒区域进行综合加固;王涛等<sup>[9]</sup>针对动压影响水仓加固,提出通过注浆充填围岩内部裂隙,增强锚索预应力往深部围岩传递能力的注浆加固技术;孙志勇等<sup>[10]</sup>采用深浅孔组合注浆和高预应力锚索补强控制围岩变形的综合修复方案;姜鹏飞等<sup>[11]</sup>采用注浆锚索加固实现了强采动影响下近距离硐室群围岩变形的有效控制;刘延生等<sup>[12]</sup>采用深孔注浆、预应力锚索、锚注法加固围岩,配合防底鼓技术及静力破碎技术,修复了千米深井马头门及井筒;陈志勇<sup>[13]</sup>设计了注浆+补打预应力锚索的优化方案,提高了深井马头门松动围岩的整

体性和自承载能力;徐雨等<sup>[14]</sup>经研究得出在复杂地质条件下深井马头门支护可采用锚网(索)喷+U型钢可缩性支架+钢筋混凝土硐体二次支护+全断面锚注加固+底角锚索束补强加固的复合结构支护方案;张基伟<sup>[15]</sup>认为利用锚-注-喷等多种方式进行修复加固,可有效地降低马头门变形破坏程度。上述技术手段,多针对单一井筒、马头门或硐室,很少涉及多条巷道硐室密集分布的群巷。另外,这些技术手段所用注浆材料一般为单一的水泥材料,对微小裂隙的加固效果不佳。为此,笔者以山西潞安漳村矿副立井为工程背景,开展井底巷道硐室群破坏机理研究,在水泥注浆技术的基础上开发无机、有机双液注浆技术,以期进一步提高破碎围岩的注浆效果。

## 1 井底巷硐群变形破坏特点和原因

漳村煤矿进风立井服务于该矿+480 m水平西部延伸扩区,担负西扩区的人员、设备材料、重大件及其他辅助提升任务<sup>[16]</sup>。井筒直径8 m,净断面积50.27 m<sup>2</sup>,设计垂深498.3 m(不含水窝)。井筒落底以后,分别向东西两侧开拓马头门、等候室、井底车场、水仓、泵房、变电所及相连硐室、绕道等,总计25条巷道硐室,总长度2 026 m,平面布置如图1所示。

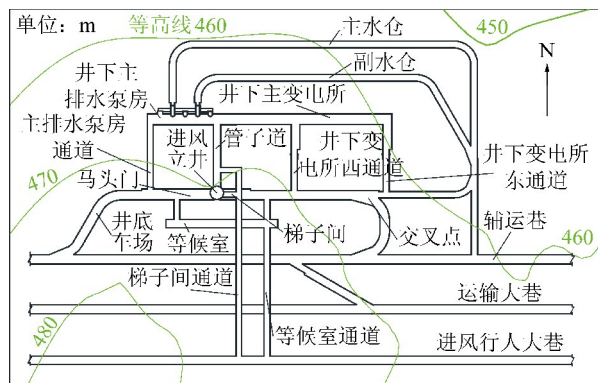


图1 进风立井井底巷道硐室群总平面布置

Fig. 1 Plan layout map of roadways and chambers group at intake shaft bottom

图中煤层底板等高线显示,井底整体区域处在向斜轴部,但其东面紧邻一背斜,属于向斜-背斜衔接区,围岩受挤压、张拉双重作用,原生完整性较差。另外,地质力学测试<sup>[17-24]</sup>结果显示,进风立井井底区域最大水平主应力大小为11.61 MPa,属于中等构造应力区;方向为N51.9°E,与巷道硐室走向有52°左右的夹角,导致其处于不利的应力环境。同

时,井筒周围本身巷道和硐室结构密集,断面大,受力复杂,在水平构造应力的作用下,容易引起围岩应力集中。

进风立井自2013年9月开始施工,同时井下辅运、运输、进风等大巷开始由老采区向进风立井方向延伸,至2014年6月井筒施工至3号煤层上方50 m左右位置时,矿方根据井下辅运等开拓大巷(此时大巷已施工至井筒附近)的实际层位对进风立井落底标高进行了调整,将井筒落底标高由设计的

+461.1 m向上调整至实际的+476.7 m,使得井筒及其附属巷道硐室落底层位由设计的煤层底板变为煤层之中或其顶板之上,巷道掘进地质素描如图2所示。由于3号煤层抗压强度不高(平均强度13.78 MPa),其直接顶也为软弱的砂质泥岩(平均55.52 MPa),故实际掘出的巷道硐室围岩条件比设计时变差了,尤其是底板变成了煤底,强度低,稳定性差,容易产生底鼓变形,局部有少量淋水。

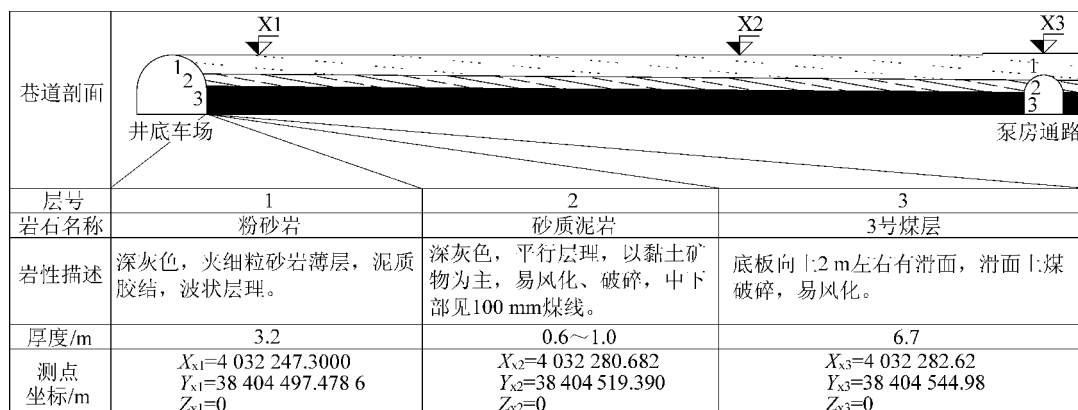


图2 井底车场地质素描

Fig. 2 Geological sketch of shaft station

设计和施工方面,井底巷道硐室设计采用的是强度335 MPa、直径22 mm(部分为20 mm)的普通锚杆和直径18.9 mm(部分为17.8 mm)的普通锚索,喷射混凝土强度等级为C20,厚度为50 mm,可见原设计支护强度明显不够,尤其在井底标高调整、围岩条件变差的情况下,普通支护难以抵抗较大的围岩压力。而井底巷道硐室相互距离都较近,施工时经常爆破,多次重复扰动,加大了结构变形,导致围岩破坏愈发严重。

综上,不利的地质构造和应力环境、井筒落底层位不合理、部分结构设计强度不足及多次爆破扰动,是导致井底巷道硐室围岩变形破坏的主要原因。

## 2 密集巷硐群围岩破坏机理数值分析

### 2.1 井底巷道硐室群数值模型建立

围岩破坏机理分析与失稳模式预测是进行巷道硐室支护和加固设计的基础。笔者采用FLAC<sup>3D</sup>数值模拟软件,按照漳村矿井底巷道硐室布置图,建立如图3所示的数值模型。模型:长×宽×高=320 m×190 m×60 m,数值计算选用Mohr-Coulomb本构模型,最大水平主应力、最小水平主应力、垂直主应力分别为11.61、6.57、10.56 MPa,边界条件为:四周铰支,底部固支,上部自由边界,分别计算模型的应力场和塑性区。

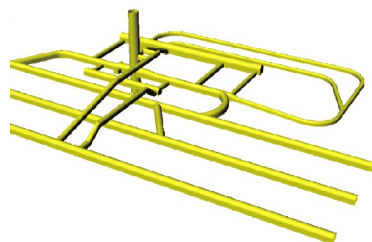


图3 井底巷道硐室群数值模型

Fig. 3 Numerical model of roadways and chambers group at shaft bottom

### 2.2 井底巷道硐室群数值模拟方案

1) 方案一:原支护条件,锚杆采用335号螺纹钢,破断载荷127 kN,规格 $\phi 22\text{ mm}\times 2\ 400\text{ mm}$ ,间排距900 mm×900 mm,预紧力80 kN;锚索采用1×7股钢绞线,破断载荷408 kN,规格 $\phi 19\text{ mm}\times 8\ 300\text{ mm}$ ,间排距1 800 mm×1 800 mm,预紧力200 kN;喷射混凝土强度等级C20,厚度50 mm;钢筋混凝土衬砌强度等级C30,厚度400 mm。

2) 方案二:加强支护(加固)条件,锚杆采用500号螺纹钢,破断载荷190 kN,规格 $\phi 22\text{ mm}\times 2\ 400\text{ mm}$ ,间排距800 mm×800 mm,预紧力100 kN;锚索采用1×19股钢绞线,破断载荷607 kN,规格 $\phi 22\text{ mm}\times 8\ 300\text{ mm}$ ,间排距1 600 mm×1 600 mm,预紧力300 kN;喷射混凝土强度等级C25,厚度100 mm;钢筋混凝土衬砌强度等级C35,厚度450 mm。



方案一的模型赋值原岩(煤)物理力学参数见表1;方案二的模型赋值在原岩(煤)物理力学参数

基础上提高20%。锚杆(索)和混凝土分别采用cable单元和liner单元模拟。

表1 原岩(煤)物理力学参数

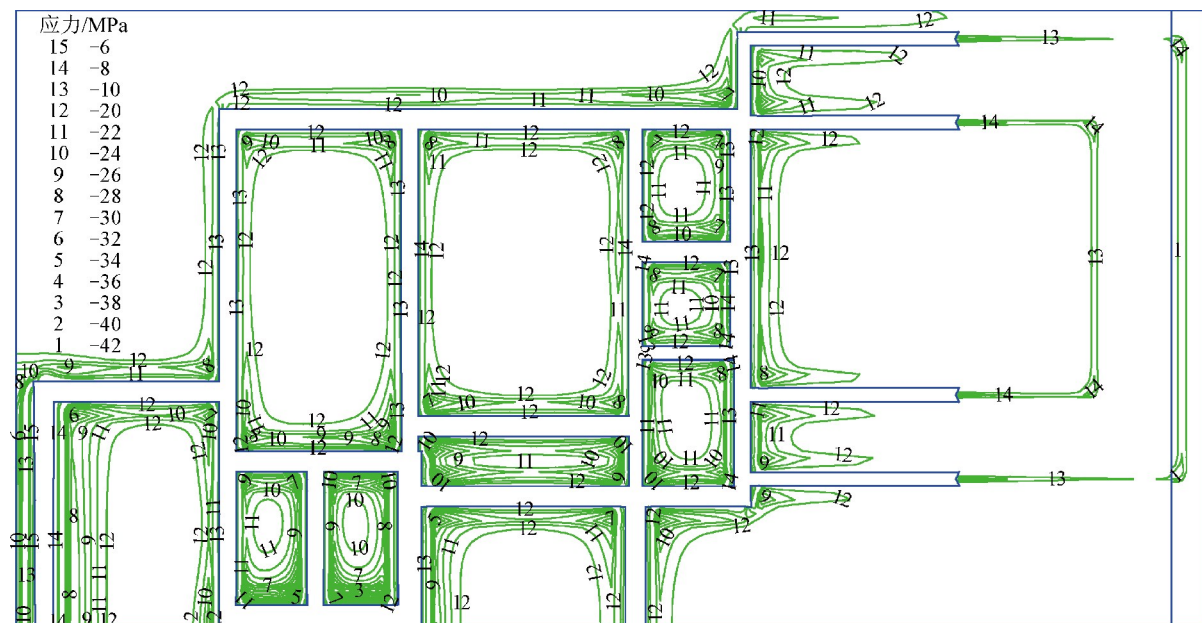
Table 1 Physical and mechanical parameters of in-situ rock (coal)

岩性	密度/ ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	弹性 模量/GPa	泊松比	黏聚力/MPa	内摩擦 角/(°)	抗拉 强度/MPa
砂质泥岩	2 400	5.43	0.22	2.20	35.3	1.40
细砂岩	2 640	18.37	0.12	2.60	38.1	1.50
泥岩	2 230	2.68	0.24	1.80	34.3	1.09
3 煤	1 460	2.83	0.18	2.10	28.6	1.00
细砂岩	2 650	9.30	0.24	2.39	36.3	1.15

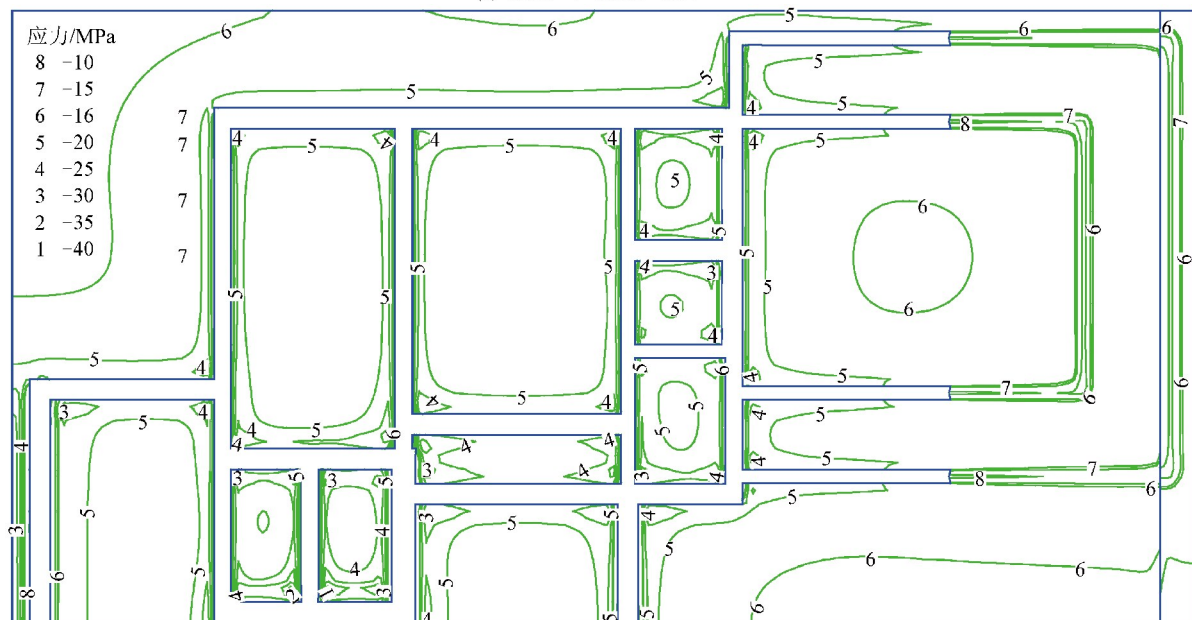
## 2.3 围岩应力、变形特征

应力等值线图( $Z=25\text{ m}$  截面)。

1) 应力变化特征。图4绘出了2种方案下垂直



(a) 方案一：原支护条件



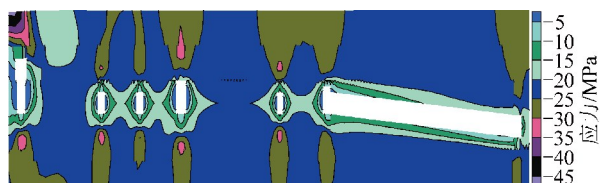
(b) 方案二：加强支护条件

图4 垂直应力等值线

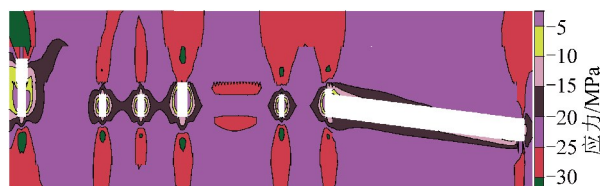
Fig.4 Vertical stress contour

方案一(原支护条件下)巷道硐室两帮围岩产生应力集中现象,最大集中应力达到原岩应力的4.0倍。产生应力集中的区域沿巷道硐室轴线在两帮分布,在垂直巷道硐室轴线方向上延伸到1~2倍的巷道硐室宽度处,并且在巷道拐角处和硐室交岔点,集中应力出现二次叠加,造成更大范围的应力集中,应力集中系数较单个硐室开挖的应力集中系数大。而方案二(加强支护或加固条件下),随着煤岩体强度的增加,单个硐室开挖的应力集中范围显著收缩,相邻硐室的应力集中叠加区域减小甚至不再叠加。

图5绘出了2种方案下水平应力分布云图( $Y=100\text{ m}$ 截面)。



(a) 方案一：原支护条件



(b) 方案二：加强支护条件

图5 水平应力分布云图

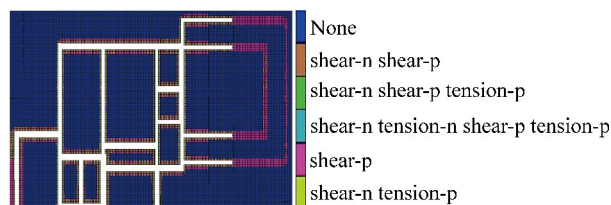
Fig. 5 Horizontal stress distribution nephogram

由于掘进施工相互扰动影响,在硐室之间的岩柱中存在水平应力集中现象,方案一(原支护条件下)最大水平集中应力达到46 MPa,为原岩应力的3.9倍;方案二(加强支护或加固条件下)应力集中程度降低,最大水平集中应力降为30 MPa,比方案一减小34.8%。

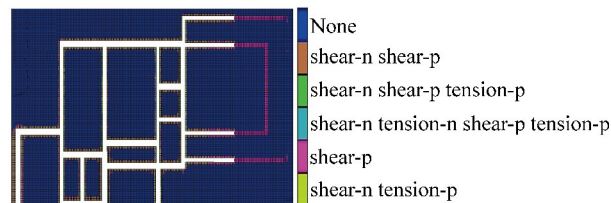
由此可见,提高煤岩体强度,可显著增加单个硐室的围岩强度和稳定性,减小或避免硐室之间的相互影响,降低应力集中程度,这对维护巷道硐室群的稳定极为有利。

2) 塑性区分布特征。图6和图7分别绘出了2种方案下塑性区分布图,方案一(原支护条件下)巷道硐室周边出现一定范围的塑性破坏区,总破坏范围超过巷道的跨度,在交岔点及密集处,破坏范围更大。这些区域的围岩应力达到塑性屈服条件,巷道硐室两帮发生塑性流动,出现剪切屈服和拉伸屈服,其中拉伸屈服主要处于巷道交岔点,特别是跨度较大的硐室如马头门、变电所、水泵房等处最为集中。而方案二(加强支护或加固条件下),随着煤岩体强度的增加,巷道硐室两帮形成的应力集中区域范围

逐渐收缩,剪切屈服和拉伸屈服区域也明显减小,但帮部的应力集中系数逐渐变大,这是因为随着煤岩体的承载能力逐渐加强,巷道帮部围岩即可承受较大支撑压力,不再向围岩深部转移。



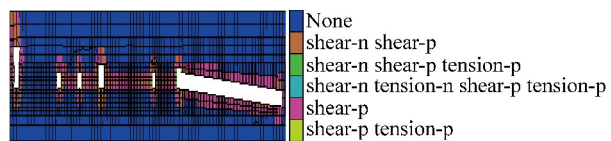
(a) 方案一：原支护条件



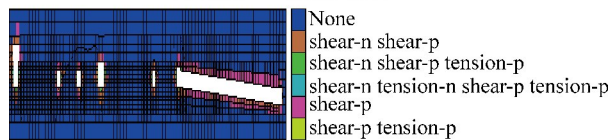
(b) 方案二：加强支护条件

图6 塑性区分布( $Z=25\text{ m}$ 截面)

Fig. 6 Distribution of plastic zone( $Z=25\text{ m}$  section)



(a) 方案一：原支护条件



(b) 方案二：加强支护条件

图7 塑性区分布( $Y=100\text{ m}$ 截面)

Fig. 7 Distribution of plastic zone( $Y=100\text{ m}$  section)

## 2.4 围岩破坏机理与控制对策

综合数值模拟结果看,密集巷道硐室群开挖会造成局部应力高度集中,煤岩体变形范围大,破坏严重。其机理为在经受密集开挖引起的高集中应力和频繁扰动下,巷道硐室群破坏范围远大于单巷开挖,且巷道硐室之间相互影响,加剧了破坏程度。如果巷道硐室初始支护强度不足,抵抗变形能力低,这种情况会更加严重。

相反,如果煤岩体的强度得到提高的话,煤岩体的变形破坏程度会大大减轻,这是因为高强度的煤岩体承载能力更好、更不容易破坏,这样开挖所致的应力集中程度减轻,加上煤岩体本身强度较高,更加不容易破坏,破坏范围更小。这是一个良性循环与恶性循环的对比,煤岩体处于其强度和应力环境构成的稳定系统中,强度的增加会降低应力的集中,系统会越来越稳定;如果强度降低,则会加大应力的集



中程度,进一步破坏煤岩体,系统会越来越不稳定,最终失稳。

因此,经过对比分析,对于井底密集巷道硐室群,要想将其从不稳定状态,转变为稳定状态,最重要的是提高煤岩体的强度。对于已经部分破坏的煤岩体,只能采取一定措施(如注浆),一方面恢复甚至已破坏部分煤岩体的强度,一方面在强度恢复后,再采取支护措施,使其长期保持一定强度和稳定性。

### 3 综合加固技术及应用

#### 3.1 全断面注浆与强力支护综合加固技术原理

根据围岩破坏机理,对于变形强烈、破碎范围大、服务年限长的巷道硐室群,如果单独采用锚杆锚索支护的形式进行修复,由于围岩破碎,锚固剂与围岩粘结力小,锚固力低,锚杆锚索力学性能不能充分发挥,很难有效控制围岩持续变形。将锚固与注浆加固技术有机地结合在一起,是解决此类破碎围岩修复的有效途径。

针对漳村煤矿井底巷道硐室群变形特点和地质条件,基于围岩强力支护与加固控制理论<sup>[18]</sup>,确定采用全断面注浆与强力支护综合技术进行修复加固。技术要点包括以下2个方面:①首先对巷道硐室进行全断面高压注浆,在围岩深部形成“注浆加固圈”,采用深孔浅孔相互结合、无机有机浆材相互补充的方式,双重保证注浆效果,充分填实围岩裂隙,最大程度恢复围岩的完整性;②在“注浆加固圈”形成、围岩恢复连续性后,此时再进行全断面强力锚杆锚索支护,在围岩浅部形成“锚杆锚索加固圈”,相当于对巷道硐室周边加上强力的边界条件,使其具有较强的抵抗变形能力,从而进一步增强围岩的自承能力。

破碎围岩全断面注浆与强力支护综合加固技术原理如图8所示。围岩“注浆加固圈”和“锚杆锚索加固圈”相互叠加,使巷道硐室围岩整体处于强力加固区内,不仅保持了顶板和两帮的稳定,而且有效地控制底板底鼓,使巷道硐室长期处于稳定状态。

#### 3.2 技术方案

根据上述技术原理,针对漳村矿井底巷道硐室群变形特点,设计了先深孔压注水泥基无机材料、再浅孔补注聚氨酯型高分子化学有机材料、最后表面施加预应力全长锚固注浆锚索强力支护的技术方案。具体施工工艺为:扩巷→强力锚杆支护→初喷→顶、帮注水泥浆→顶、帮注化学浆→顶、帮强力锚索支护→底板注浆锚索加固→全断面浇筑混凝土→铺底硬化、巷道成型。

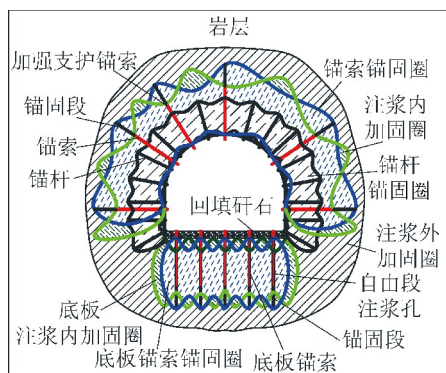


图8 密集巷硐群破碎围岩全断面锚注加固示意

Fig. 8 Bolting and grouting reinforcement of fractured surrounding rock in roadways and chambers group

因井底巷硐群断面形状、尺寸规格较多,为避免赘述,下面只以变电所为例,说明技术参数。

##### 3.2.1 扩巷和初次支护

变电所加固施工前,先对巷道断面收缩、不能满足使用要求的部位,剔除原一次支护锚网索及喷浆层,然后将巷道扩帮到设计尺寸(宽×高=5 300 mm×4 150 mm)并进行锚杆支护(暂不进行锚索支护)。锚杆规格变更为MSGLW-500/22×2 400,间排距1 000 mm×900 mm,并将原设计铅丝网更换为直径6.5 mm钢筋网。锚杆要求延伸率大于20%,冲击吸收功大于100J,预紧扭矩400~550 N·m,设计锚固力为190 kN。锚杆施工之后,对巷道表面进行初次喷浆(强度C25,厚度100 mm),封闭围岩表面裸露区和浅部裂隙。

##### 3.2.2 顶、帮深浅孔双液注浆

为充分密实顶、帮围岩裂隙,采用先打深孔、注水泥浆,再打浅孔、注化学浆的方法,以期达到最大范围、最大程度恢复围岩完整性的目的。

1)深孔孔长10 000 mm,孔径36 mm,采用如图9a所示的方式布置(“7-6-7”交叉布置),钻孔排距2 000 mm,间距1 800 mm。浆液采用425号普通硅酸盐水泥+水玻璃配制,水灰比0.6:1~0.8:1;水玻璃浓度48~55°Bé,模数为2.8~3.2,水泥浆和水玻璃的体积比1:0.4~1:0.6。

2)浅孔孔长5 000 mm,孔径42 mm,采用如图9b所示的方式布置(“6-5-6”交叉布置),钻孔排距3 000 mm,间距2 000 mm。浆液采用聚氨酯有机化学材料(产品型号TDJG101),由AB双组分按体积比1:1配制,黏结强度≥3 MPa,凝胶时间100~120 s,固化时间180~300 s。

##### 3.2.3 全长锚固强力锚索加固

注浆完成后,破碎围岩基本恢复完整性,但承载能力仍较弱,特别是地应力仍未稳定的情况下,可能

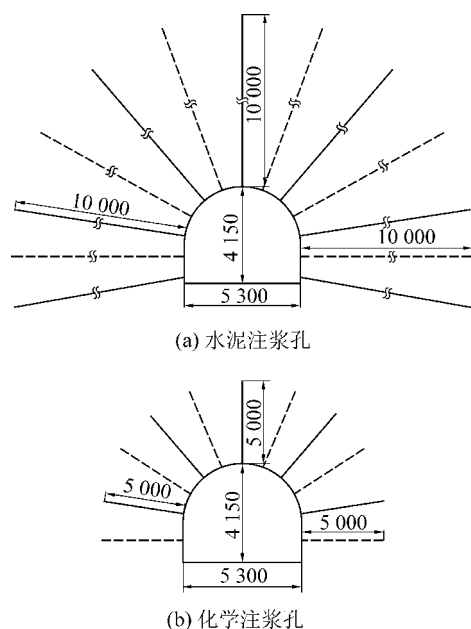


图9 变电所注浆钻孔布置

Fig. 9 Grouting borehole layout of substation

重新发生破坏,进而再次失去承载能力,造成加固失效、围岩再次变形。为防止此种现象发生,对巷道顶、帮采用全长锚固强力锚索加固,从而实现了对围岩周边加上强力约束、使其具有较强承载力的目的。

锚索采用直径22 mm、结构1×19股的高强度低松弛预应力钢绞线,长度8300 mm,要求破断载荷不小于550 kN,施加预紧力不低于250 kN。锚索按照如图10所示的方式沿巷道全断面布置,顶、帮每排7根,底板“3-2-3”交叉布置,排距1800 mm,间距1600 mm(底板锚索间距2000 mm)。锚索实行全长锚固,即先孔底采用树脂锚固剂快速锚固,孔内其余部分灌注水泥浆锚固。

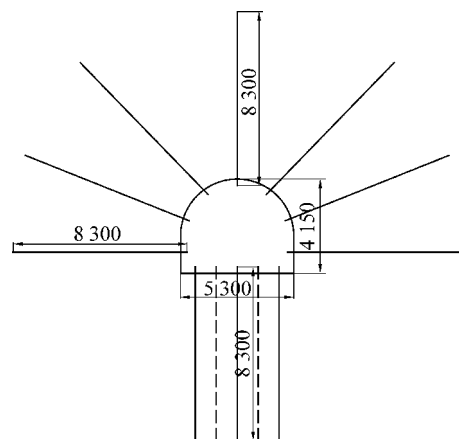


图10 变电所锚索布置

Fig. 10 Anchor cable layout of substation

### 3.2.4 浇筑混凝土和铺底硬化

巷道注完浆、打完锚索后,顶帮进行浇筑混凝土,底板铺筑混凝土硬化,使巷道成型。浇筑混凝土

强度等级为C30,厚度为300 mm;铺底混凝土强度等级为C25,厚度为100 mm。

### 3.3 井下应用效果

针对漳村煤矿井下现场条件,采用上述技术方案,先后在马头门、等候室、井底车场、水仓、泵房、变电所及相连硐室、绕道等部位进行了应用,总计25条巷道硐室,总长度2026 m。同时,为了解加固效果,在施工现场布置了若干锚索受力和巷道表面位移测站,进行连续矿压监测<sup>[19]</sup>。

1) 锚索受力。锚索受力监测曲线如图11所示。锚索施工初期,受力缓慢增加;在第42天后,受力趋于稳定,顶、帮锚索最大受力分别达到203、185 kN,均在承载范围内(不超过37%),这说明锚索对围岩发挥了主动支护作用,很好地控制了巷道顶板及两帮的稳定。

2) 表面位移。变电所巷道表面位移监测曲线如图12所示。从图中可以看出:变电所加固第23天后,围岩变形基本稳定,变形速率降为0。顶板最大下沉量为11 mm,两帮最大移近量为104 mm,收敛率分别为0.5%、2.0%。总体来看,围岩变形量很小,变电所加固效果良好。

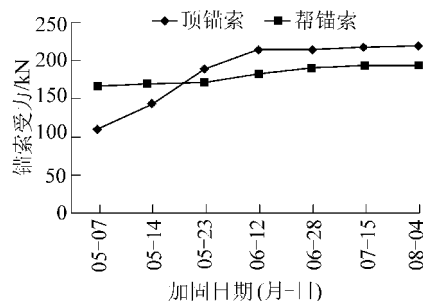


图11 锚索受力变化曲线

Fig. 11 Stress variation curve of anchor cable

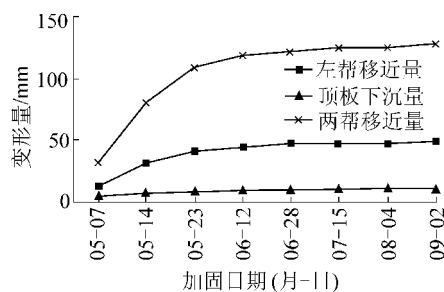


图12 巷道表面位移变化曲线

Fig. 12 Surface displacement curve of roadway

## 4 结 论

1) 通过地质素描和现场测试,发现井底巷道硐室围岩变形破坏的主要原因是:不利的地质构造和应力环境、井筒落底层位不合理、部分结构设计强度

不足及多次爆破扰动。

2)采用FLAC软件对漳村矿副立井巷道硐室群应力场和塑性区进行了模拟、分析,结果显示,密集巷道硐室群开挖会造成局部应力高度集中,煤岩体变形范围大,破坏严重。其机理为在经受密集开挖引起的高集中应力和频繁扰动下,巷道硐室群破坏范围远大于单巷开挖,且巷道硐室之间相互影响,加剧了破坏程度。

3)基于围岩强力支护与加固控制理论,开发了深浅孔双液注浆配合全长锚固强力锚索的综合加固技术。注浆是整个加固工程的基础,采用深孔浅孔相互交叉、无机有机浆材相互补充的方式,双重保证注浆效果,充分填实围岩裂隙;而全断面强力锚杆锚索支护,相当于对巷道硐室周边加上强力的边界条件,使其具有较强的抵抗变形能力。

4)矿压监测结果显示,巷道硐室经修复加固后,锚索受力变化不大,不超过其承载能力的37%,围岩变形在第23天后基本稳定,最大收敛率2%,达到了预期效果。

#### 参考文献(References):

- [1] 吴拥政,何杰,司林坡,等.义马矿区深部矿井地应力分布规律研究[J].煤炭科学技术,2018,46(10):16-21.  
WU Yongzheng, HE Jie, SI Linpo, *et al.* Study on geostress distribution law of deep mine in Yima Mining Area[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(10): 16-21.
- [2] 康红普,冯志强.煤矿巷道围岩注浆加固技术的现状与发展趋势[J].煤矿开采,2013,18(3):1-7.  
KANG Hongpu, FENG Zhiqiang. Present situation and development trend of grouting reinforcement technology for surrounding rock of coal mine roadway[J]. Coal Mining, 2013, 18(3): 1-7.
- [3] 单仁亮,鲍永生,原鸿鹄.厚顶煤巷道顶帮整体锚固支护体系研究与应用[J].煤炭科学技术,2018,46(4):93-99.  
SHAN Renliang, BAO Yongsheng, YUAN Honghu. Research and application of whole anchorage support system in roof and two sides of thick top coal roadway[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(4): 93-99.
- [4] 张盛,王小良,贾志明,等.非对称支护技术在多层倾斜岩层巷道中的应用研究[J].煤炭科学技术,2018,46(1):74-80,126.  
ZHANG Sheng, WANG Xiaoliang, JIA Zhiming, *et al.* Study on application of asymmetrical support technology to mineroadway with multi layer inclined rock strata[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(1): 74-80, 126.
- [5] 康红普,林健,杨景贺,等.松软破碎井筒综合加固技术研究与实践[J].采矿与安全工程学报,2010,27(4):447-452.  
KANG Hongpu, LIN Jian, YANG Jinghe, *et al.* Research and practice of comprehensive reinforcement technology for soft and fractured shaft[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2010, 27(4): 447-452.
- [6] 康红普,林健,杨景贺,等.松软破碎硐室群围岩应力分布及综合加固技术[J].岩土工程学报,2011,30(5):808-814.  
KANG Hongpu, LIN Jian, YANG Jinghe, *et al.* Stress distribution and comprehensive reinforcement technology of surrounding rock of soft and fractured chamber group[J]. Journal of Geotechnical Engineering, 2011, 30(5): 808-814.
- [7] 吴拥政.地应力异常区上山群巷道蠕变围岩控制技术[J].煤炭科学技术,2012,40(8):6-10.  
WU Yongzheng. Control technology of creep surrounding rock of roadway in uphill group in abnormal stress area[J]. Coal Science and Technology, 2012, 40(8): 6-10.
- [8] 李文洲.井筒落地马头门围岩异化破坏机理分析及注浆综合加固[J].煤矿开采,2017,22(6):58-61.  
LI Wenzhou. Analysis of dissimulation failure mechanism and grouting consolidation of surrounding rock of shaft landing ingate[J]. Coal Mining, 2017, 22(6): 58-61.
- [9] 王涛,毛仲敏.动压影响近距离巷道群内水仓加固技术[J].中国煤炭,2014,40(8):57-60.  
WANG Tao, MAO Zhongmin. Dynamic pressure affects the reinforcement technology of water silos in close-range roadways[J]. China Coal, 2014, 40(8): 57-60.
- [10] 孙志勇,张镇,郭相平,等.大埋深多次扰动大断面失稳煤巷围岩加固技术[J].煤炭工程,2016,48(11):38-41.  
SUN Zhiyong, ZHANG Zhen, GUO Xiangping, *et al.* Surrounding rock reinforcement technology of unstable coal roadway with large buried depth and multiple disturbances[J]. Coal Engineering, 2016, 48(11): 38-41.
- [11] 姜鹏飞,郭相平.强采动下近距离硐室群围岩应力演化及加固对策[J].煤矿开采,2014,19(6):68-73.  
JIANG Pengfei, GUO Xiangping. Stress evolution and reinforcement countermeasures of surrounding rock of short-distance chamber group under strong mining[J]. Coal Mine Mining, 2014, 19(6): 68-73.
- [12] 刘延生,赵景忠,杨家恩,等.千米深井马头门及井筒修复工程实践与认识[J].建井技术,2005,26(1):1-6.  
LIU Yansheng, ZHAO Jingzhong, YANG Jiaen, *et al.* Practice and understanding of repairing the Horsehead gate and wellbore of a kilometer deep well[J]. Well Construction Technology, 2005, 26(1): 1-6.
- [13] 陈志勇.张集矿深井马头门围岩稳定性分析与支护研究[D].淮南:安徽理工大学,2015.
- [14] 徐雨,陈新明,焦华喆.赵固二矿深井马头门复合软岩支护技术[J].金属矿山,2012,41(4):32-35.  
XU Yu, CHEN Xinming, JIAO Huazhe. Composite soft rock support technology in deep mine ingate of Zhaogu No.2 Coal Mine[J]. Metal Mine, 2012, 41(4): 32-35.
- [15] 张基伟.西部含水软岩冻结井筒马头门破坏机理及修复加固设计[J].煤炭技术,2017,35(1):86-88.  
ZHANG Jiwei. Damage mechanism and repair and reinforcement design of horsehead door of freezing shaft in West water-bearing soft rock[J]. Coal Technology, 2017, 35(1): 86-88.
- [16] 王永政.薄弱泥岩顶板厚煤层马头门围岩失稳分析及加固技



- 术[J].煤炭科学技术,2017,45(8):134-141.
- WANG Yongzheng. Instability analysis and reinforcement technology of ingate in thin and weak mudstone roof and thick coal seam [J]. Coal Science and Technology, 2017, 45 ( 8 ) : 134-141.
- [17] 康红普.煤岩体地质力学原位测试及在围岩控制中的应用[M].北京:科学出版社,2013.
- [18] 康红普,王金华.煤巷锚杆支护理论与成套技术[M].北京:煤炭工业出版社,2007.
- [19] 方树林,康红普,林 健,等.锚喷支护软岩大巷混凝土喷层受力监测与分析[J].采矿与安全工程学报,2012,29(6):776-782.
- FANG Shulin, KANG Hongpu, LIN Jian, *et al.* Monitoring and analysis of concrete shotcrete layer in soft rock roadway supported by bolting and shotcreting [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2012, 29 ( 6 ) : 776-782.
- [20] 单仁亮,鲍永生,原鸿鹄.厚顶煤巷道顶帮整体锚固支护体系研究与应用[J].煤炭科学技术,2018,46(4):93-99.
- SHAN Renliang, BAO Yongsheng, YUAN Honghu. Research and application of whole anchorage support system in roof and two sides of thick top coal roadway [J]. Coal Science and Technology, 2018, 46 ( 4 ) : 93-99.
- [21] 赵 宾,梁宇宁,王方田,等.浅埋高强度采动巷道围岩松动圈演化规律研究[J].煤炭科学技术,2018,46(5):33-39,46.
- ZHAO Bin, LIANG Ningning, WANG Fangtian, *et al.* Surrounding rock broken zone evolution law of high-intensity mining affected roadway in shallow coal seam [J]. Coal Science and Technology, 2018, 46 ( 5 ) : 33-39, 46.
- [22] 谷拴成,周 攀,黄荣宾.巷道加固体围岩力学特征分析[J].煤炭科学技术,2018,46(5):14-21.
- GU Shuancheng, ZHOU Pan, HUANG Rongbin. Analysis on mechanical characteristics of roadway reinforcement body surrounding rock [J]. Coal Science and Technology, 2018, 46 ( 5 ) : 14-21.
- [23] 褚晓威,吴拥政,石 蒙.节理化脆性特厚煤层巷道大变形机理及控制技术[J].煤炭科学技术,2018,46(12):98-106.
- CHU Xiaowei, WU Yongzheng, SHI Meng. Large - deformation mechanism and control technology of roadway in jointed and brittle and extremely thick coal seam [J]. Coal Science and Technology, 2018, 46 ( 12 ) : 98-106.
- [24] 赵万里,杨战标.深部软岩巷道强力锚注支护技术研究[J].煤炭科学技术,2018,46(12):92-97.
- ZHAO Wanli, YANG Zhanbiao. Study on strong anchor support technology in deep soft rock roadway [J]. Coal Science and Technology, 2018, 46 ( 12 ) : 92-97.