考虑水平应力的实体煤矩形巷道围岩载荷研究*

徐国华[1],任硕[2,3],李贝贝[1],王楠[1],孙朝燚[4],刘汝诚[4]

(1.山东能源集团鲁西矿业有限公司, 山东 菏泽市 274700;
2.中煤科工开采研究院有限公司, 北京 100013;
3.天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013;
4.中国科学院武汉岩土力学研究所 岩土力学与工程安全全国重点实验室, 湖北 武汉 430071)

摘要:针对厚松散层薄基岩覆岩结构下深埋实体煤矩形巷道围岩破坏机理与控制难题,通过工程现场调查、数值模拟、理论推导和案例应用,研究了水平应力对该类巷道围岩载荷的影响。以郭屯煤矿为工程背景,揭示了厚松散层薄基岩覆岩结构下实体煤矩形巷道围岩破坏特征;依据深埋巷道地应力特征,基于力和力矩平衡推导了考虑水平应力的平衡拱拱轴线方程,提出了基于平衡拱改进模型的矩形巷道围岩载荷计算方法并实现了程序化,完善了平衡拱分析理论;通过工程实例和两个调研案例验证了平衡拱改进模型的有效性,并开展了巷道拱顶破坏高度和顶板载荷的影响因素分析。结果表明,矩形巷道顶部围岩破坏呈现明显的三个分区,分别为破碎冒落区、破裂影响区和无影响区;本文所提理论方法计算得出的拱顶和帮部破坏范围与数值模拟结果误差分别为7.4%和14.0%,与类似巷道现场探测结果误差分别为25.0%和18.4%,两个工程案例的对比分析结果验证了平衡拱改进模型的合理性;巷道拱顶破坏高度和顶板载荷均随侧压系数的增大而呈非线性减小,随碎裂体内摩擦角的增大而呈线性减小。研究结果对该类巷道锚杆/锚索支护设计具有重要指导意义。

关键词:深埋巷道;水平应力;平衡拱;围岩载荷;矩形巷道

中图分类号:TD322 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)05-0164-09

Surrounding Rock Load of Solid Coal Rectangular Roadway Considering Horizontal Stress

Xu Guohua[1], *Ren Shuo*[2,3], *Li Beibei*[1], *Wang Nan*[1], *Sun Chaoyi*[4], *Liu Rucheng*[4]

(1.Shandong Energy Group Luxi Mining Co., Ltd., Heze, Shandong 274700, China;
2.CCTEG Chongqing Research Institute, Beijing 100013, China;
3.Coal Mining and Designing Department, Tiandi Science and Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China;
4.State Key Laboratory of Geomechanics and Geotechnical Engineering Safety, Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan, Hubei 430071, China)

Abstract: Aiming at the failure mechanism and control problem of surrounding rock of deep buried solid coal rectangular roadway under thick loose layer and thin bedrock overburden structure, the influence of horizontal stress on the surrounding rock load of this kind of roadway was studied through engineering field investigation, numerical simulation, theoretical derivation and case application. Taking Guotun Coal Mine as the engineering background, the failure characteristics of surrounding rock of solid coal rectangular roadway under thick loose layer and thin bedrock overburden structure were revealed. According to the ground stress characteristics of deep buried roadway, the arch axis equation of balanced arch considering horizontal stress was deduced based on the balance of force and moment. The calculation method of surrounding rock load of rectangular roadway based on the improved model of balanced arch was proposed and programmed, which improved the analysis theory of balanced arch. The effectiveness of the improved balanced arch model was verified by engineering examples and two research cases, and the influencing factors of the failure height of the roadway vault and the roof load were analysed. The results show that the failure of the surrounding rock at the top of the rectangular roadway presents three obvious zones,

* **收稿日期**:2025-05-21
基金项目:国家自然科学基金青年基金资助项目(12102443)
作者简介:徐国华(1981—),男,山东兖州人,高级工程师,主要从事采煤安全管理方面的研究工作。E-mail:13583761936@126.com
通信作者:孙朝燚(1992—),男,四川眉山人,博士,副研究员,主要从事地下岩土工程稳定性方面的研究工作。E-mail:chaoyisun@126.com

namely, the broken caving zone, the fracture affected zone and the non-affected zone. The error between the damage range of the vault and the side calculated by the proposed theoretical method and the numerical simulation results is 7.4% and 14.0% respectively, and the error between the proposed theoretical method and the field detection results of similar roadway is 25.0% and 18.4% respectively. The comparative analysis results of the two engineering cases verify the rationality of the improved model of the balanced arch. The failure height of the roadway vault and the roof load decrease nonlinearly with the increase of the lateral pressure coefficient, and decrease linearly with the increase of the internal friction angle of the fragmentation. The research results have important guiding significance for the design of bolt/anchor cable support in this kind of roadway.

Key words: Deep buried roadway, Horizontal stress, Balanced arch, Surrounding rock load, Rectangular roadway

0 引言

我国煤矿主要采用井工开采工艺,每年需开掘规模巨大的巷道工程(每年新掘巷道约 12 000 km)[1],巷道工程的稳定与安全是煤矿生产的前提和基础[2-4]。因此,开展巷道围岩载荷研究对发展巷道围岩控制理论和技术具有显著意义。

长期的工程实践表明,巷道围岩具有一定的自稳特性。在深埋巷道围岩载荷计算中,最常用的是由普罗托奇雅阔诺夫在 1907 年提出的普氏理论[5-6]。该理论认为,深埋巷道开挖后,顶板碎裂煤岩体产生塌落;塌落范围初始扩展很快,扩展至一定范围后趋于稳定,在顶部形成自然平衡拱[7-8]。此时,即使不作任何支护,拱顶上部围岩仍处于平衡状态,作用在巷道顶板的围岩压力仅为自然平衡拱内的岩体自重[9-10]。

普氏拱理论在矿山、交通和水电领域的深埋巷道和隧洞工程中应用广泛[11-15],但是该理论基于一定的假设和前提,存在相应的局限性。具体为:巷道围岩需为具有一定黏结力的碎裂体,其抗拉、抗弯、抗剪能力均极微弱[16];其次,巷道埋深需要达到一定的深度,避免开挖诱发的破坏贯穿至地表[17];并且,拱脚处摩擦力富余了 2 倍的摩擦强度[7];此外,该理论忽略了水平构造应力的影响,导致巷道围岩载荷计算及支护设计误差较大。

深埋巷道中地应力环境复杂,水平构造应力和垂直应力比值大多大于 1,构造应力对巷道的影响不容忽视[18-19]。鲁岩等[19]、缪协兴[20]考虑水平构造应力建立了巷道开挖形成的椭圆形稳定边界方程,但是推导过程较简略。黄庆享等[21-22]基于极限平衡拱的平衡条件提出了考虑水平构造应力的拱轴线方程,但是忽略了拱脚处的富余系数。上述文献丰富并拓展了平衡拱理论,未来应进一步深化对深埋巷道平衡拱理论及其内涵的理解与认识。

本文以郭屯煤矿为例,揭示了厚松散层薄基岩覆岩结构下实体煤矩形巷道围岩的破坏特征;考虑深埋巷道地应力特点,基于力和力矩平衡推导了考虑水平应力的平衡拱拱轴线方程,提出了基于平衡拱改进模型的矩形巷道围岩载荷计算方法,并实现了程序化;随后,通过工程实例和两个调研案例对平衡拱改进模型进行了验证,并开展了深部巷道围岩载荷敏感性分析。

1 工程背景

郭屯煤矿位于山东省菏泽市郓城县城南约 9 km,该地区煤田煤系地层呈现厚松散层薄基岩覆岩结构特征,在煤层开采扰动下,地表出现了一些特殊的地表沉陷现象,如地表沉降量较大,下沉系数接近甚至大于 1;地表下沉盆地范围较大且边缘出现大量地表裂缝;地表沉降形状呈正台阶状等。为此,本文以郭屯煤矿 2309 胶带巷道为例,揭示厚松散层薄基岩覆岩结构下实体煤矩形巷道围岩破坏规律。

2309 胶带巷道所在位置地面标高为+41.5~+44.9 m,巷道标高为-675~-723 m。2309 胶带巷道东侧为二采区胶带巷、进风巷,西侧距煤层露头约 213 m,南侧和北侧为实体煤,工作面布置如图 1 所示。

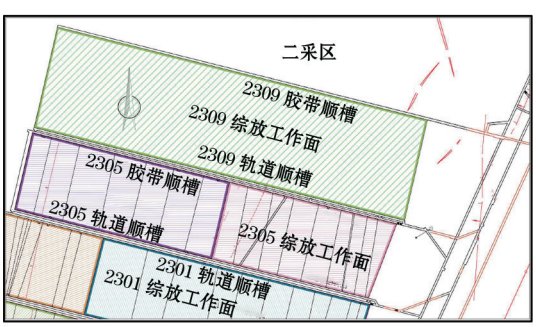


图 1 2309 工作面布置

Fig.1 Layout of 2309 working face

1.1 岩性和地应力

2309 胶带巷道位于山西组 3 煤层内,沿煤层底板掘进,掘进范围内煤层厚度为 5.5~7.8 m,平均厚

度为 6.6 m;煤层结构较为简单,西高东低,赋存稳定,煤层走向为 158°～283°,倾向为 68°～193°,煤层倾角为 1°～15°,平均为 8°。

2309 胶带巷道直接顶包括粉砂岩和细砂岩,粉砂岩平均厚度为 2.87 m,细砂岩平均厚度为 2.61 m;基本顶包括粉砂岩和粗砂岩,粉砂岩平均厚度为 4.15 m,粗砂岩平均厚度为 10.36 m;直接底为粉砂岩,平均厚度为 1.54 m;基本底为细砂岩,平均厚度为 5.9 m。

采用应力解除法测试该区域地应力。在地应力原位测试中,首先将包体安装在小孔内,待 20 h 后,环氧树脂完全固化,包体与周围岩体胶结在一起,利用直径为 130 mm 的薄壁钻头进行套芯解除。由于周围压力解除,岩芯产生弹性恢复,包体应变片随之产生相应变化。每次解除进尺 30 mm,然后读数,直到解除进尺超过包体工作长度(应变片前方 45°),得到仪器读数与解除深度的变化曲线,即应力解除曲线。根据实测的应变量,利用应力计处理软件计算应力,具体应力计算结果见表 1。

表 1 郭屯煤矿地应力实测结果

Table1 Measured results of ground stress in Guotun Coal Mine

测点	最大主应力 σ_H/MPa	垂直应力 σ_v/MPa	最小主应力 σ_h/MPa	σ_H 方向/(°)
1	39.48	21.35	19.08	122
2	35.04	19.96	12.06	219
3	35.02	19.17	14.39	134
4	33.86	20.01	15.09	126
5	42.54	23.72	18.73	117

由表 1 可知,－740 m 水平位置最大主应力为 33.86～42.54 MPa,平均值为 37.188 MPa,约为岩体自重应力的 1.69～1.85 倍,表明水平应力对巷道掘进的影响具有较为明显的方向性。最小主应力为 12.06～19.08 MPa,平均值为 15.870 MPa。垂直应力为 19.17～23.72 MPa,平均值为 20.842 MPa。由上述监测数据可初步确定郭屯煤矿应力梯度为 2.8×10^{-2} MPa/m,现场实测地应力场最大主应力方向为 SE117°～134°,与区域构造应力场方向一致,且沿巷道轴线方向。

1.2 实体煤矩形巷道围岩破坏机理

2309 胶带巷道断面近似取为矩形,宽 5.5 m,高 4 m。巷道埋深约为 780 m,结合表 1 地应力监测结果,取最大主应力为 37.188 MPa,最小主应力为 15.870 MPa,垂直应力为 20.842 MPa。

采用 FLAC3D 软件模拟分析实体煤矩形巷道围岩破坏过程,基于平面应变原理,沿巷道轴线方向(Y 向)长度取 1 m,垂直巷道截面方向(Z 向)采用 10 倍巷道尺寸作为模型计算边界,建立数值模型如图 2 所示。

模型采用摩尔－库伦本构模型,边界采用节点速度约束条件,约束模型四周及底部的节点速度值[23-24]。模型顶面为自由边界,四周和底面的约束条件为:$x=0$ m 和 $x=60$ m 面上 X 向节点速度为零;$y=0$ m 和 $y=1$ m 面上 Y 向节点速度为零;$z=-13.5$ m 面上所有方向节点速度为零。

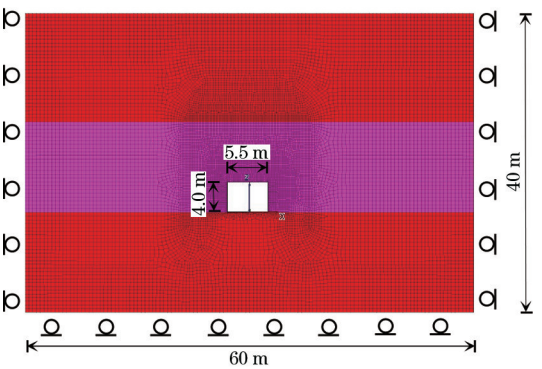


图 2 2309 胶带巷道数值模型

Fig.2 Numerical model of 2309 belt roadway

由于巷道顶部呈现厚松散层薄基岩覆岩结构特征,数值模型中将直接顶和基本顶假设为碎裂体岩体,并赋予煤岩参数,将巷道底部和基本顶上部围岩视为粉砂岩。岩体计算参数参考郭屯煤矿地质力学评估报告取值,该报告综合采用了岩块试验折减系数法、岩体工程分级法、Hoek-Brown 经验方程估算法等方法,并结合工程类比确定了岩体的物理力学参数,见表 2。

表 2 2309 胶带巷道围岩计算参数

Table 2 Calculation parameters of surrounding rock of 2309 belt roadway

岩性	容重 γ/(kN/m^3)	黏聚力 c/MPa	内摩擦角 φ/(°)	拉伸强度 σ_t/MPa	弹性模量 E/GPa	泊松比 μ
煤岩	13.8	2.94	27.05	3.60	2.39	0.31
粉砂岩	26.7	3.25	34.80	3.40	12.93	0.21

数值模拟计算结果如图 3、图 4 所示。由图 3 可以看出,实体煤矩形巷道围岩变形主要以顶板下沉为主,围岩变形方向指向开挖巷道,巷道顶板碎裂体围岩大变形形状呈抛物线形状,与平衡拱破坏原理一致。

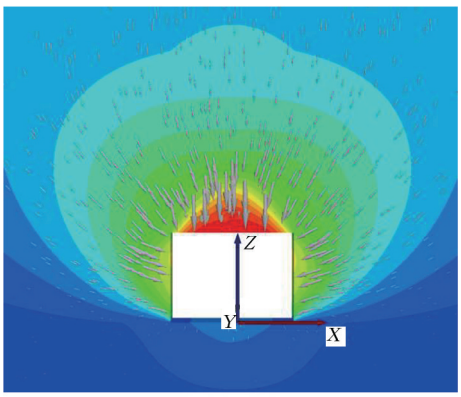


图 3　实体煤矩形巷道围岩位移云图和矢量分布

Fig.3　Displacement cloud map and vector distribution of surrounding rock in solid coal rectangular roadway

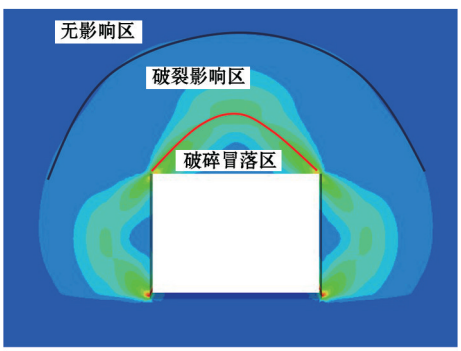


图 4　实体煤矩形巷道围岩最大塑性应变增量分布

Fig.4　Maximum plastic strain increment distribution of surrounding rock in solid coal rectangular roadway

塑性应变增量可以有效反映出岩体塑性破坏状态[25]。由图 4 可以看出，依据最大塑性应变增量，实体煤矩形巷道顶部围岩破坏呈现明显的三个分区：破碎冒落区(围岩冒落、垮塌)、破裂影响区(围岩破裂、滑移、张开)和无影响区(围岩完好、无破坏状态)。破碎冒落区和破裂影响区中围岩均处于破坏失稳状态，破坏边界呈现明显的抛物线形状。

2　平衡拱改进模型

2.1　平衡拱改进模型

自然平衡拱理论一般适用于顶板围岩为具有一定黏结力的碎裂体深埋巷道。巷道顶部碎裂体在上覆岩层荷载作用下发生移动，将形成一个具有合理拱轴线的稳定拱结构。根据结构力学理论，合理拱轴线是指拱的压力线与其轴线相重合时的轴线，此时任一截面只承受轴力作用而不受弯矩和剪力，碎裂体拱结构能够发挥其最大的承载作用。

巷道轴向设计方向一般为最大水平主应力方向，故巷道截面侧向应力一般为最小水平主应力，顶部为自重垂直应力。考虑围岩水平应力，建立碎裂体拱结构力学模型如图 5 所示，模型假设碎裂体拱结构顶部载荷和侧向载荷均为均匀分布。

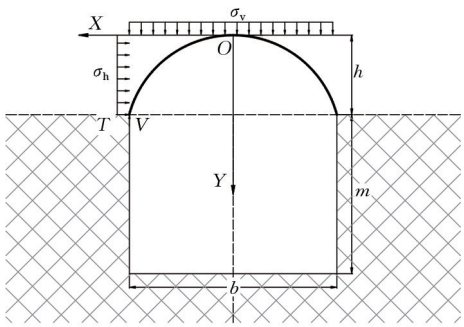


图 5　碎裂体拱结构力学模型

Fig.5　Mechanical model of fractured body arch structure

垂直方向力平衡方程如下：

$$V=\frac{b}{2}\sigma_{v} \tag{1}$$

式中：V 为拱脚处的竖向力，kN；b 为巷道宽度，m。

水平方向力平衡方程如下：

$$T_{o}=\sigma_{h}h+T \tag{2}$$

式中：T_{o} 为拱顶处的水平力，kN；σ_{h} 为巷道位置的最小水平应力，即最小主应力，kPa；h 为拱顶高度，m；T 为拱脚处的水平力，kN。

力矩平衡方程如下：

$$T_{o}h-\sigma_{v}\frac{b}{2}\cdot\frac{b}{4}-\sigma_{h}h\cdot\frac{h}{2}=0 \tag{3}$$

取半拱结构模型进行力和力矩平衡分析，如图 6 所示。

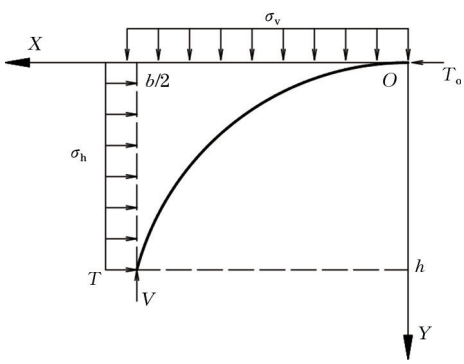


图 6　半拱结构力学模型

Fig.6　Mechanical model of half arch structure

由于拱脚易产生水平位移而改变整个拱的应力分布，普氏理论认为拱脚的水平力 T 必须满足 $T\leqslant$

$V\tan\varphi_c$(其中 φ_c为碎裂体煤岩内摩擦角),即作用在拱脚处的水平力必须小于等于垂直反力所产生的最大摩擦力,以保持拱脚稳定。因此,研究引入拱脚稳定富余系数,增加拱脚抵抗水平滑移的稳定性,参考大多数学者的假设[7,9-10],取拱脚稳定富余系数为 2,即将拱脚水平力取一半进行平衡拱受力分析,如下:

$$T=0.5V\tan\varphi_c \tag{4}$$

联立式(1)至式(4)得:

$$\frac{\sigma_h}{2}h^2+\frac{b\sigma_v\tan\varphi_c}{4}h-\frac{\sigma_v b^2}{8}=0 \tag{5}$$

求解式(5)并舍去负值得拱高为:

$$h=\frac{b}{4\sigma_h}\left[\sqrt{(\sigma_v\tan\varphi_c)^2+4\sigma_h\sigma_v}-\sigma_v\tan\varphi_c\right] \tag{6}$$

取半拱结构中任意一段作为隔离体,以拱顶位置为坐标原点,建立正交坐标系如图 7 所示,对其进行受力分析并由隔离体的力矩平衡得:

$$T_o y-\sigma_v x\cdot\frac{x}{2}-\sigma_h y\cdot\frac{y}{2}=0 \tag{7}$$

式中,x、y 分别为半拱隔离体端点的横、纵坐标。

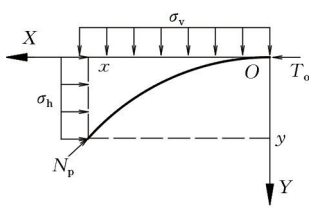


图 7 半拱隔离体力学模型

Fig.7 Mechanical model of half arch isolated body

联立式(1)、式(2)、式(4)和式(7)得拱轴线方程为:

$$(\sigma_h h+\frac{b}{4}\sigma_v\tan\varphi_c)y-\sigma_v x\cdot\frac{x}{2}-\sigma_h y\cdot\frac{y}{2}=0 \tag{8}$$

由式(8)可知,碎裂体拱结构轴线方程与巷道位置处的竖向和侧向应力相关。当碎裂体拱结构不考虑水平应力时,即 $\sigma_h=0$ 时,拱轴线为抛物线,这与自然平衡拱轴线方程相同[5-8]。

2.2 巷道围岩载荷计算

我国大部分煤矿巷道埋深分布在 200~800 m 范围内,水平与垂直应力比值约为 0.5~3.0[16]。工程应用中,可依据实测地应力确定巷道处的侧向和竖向应力,由式(6)计算拱高,进而由式(8)确定该处平衡拱形状。

若巷道两帮不稳定,巷道宽度将由 b 增至 b_1,拱高 h 也将随之增加至 h_1,如图 8 所示。

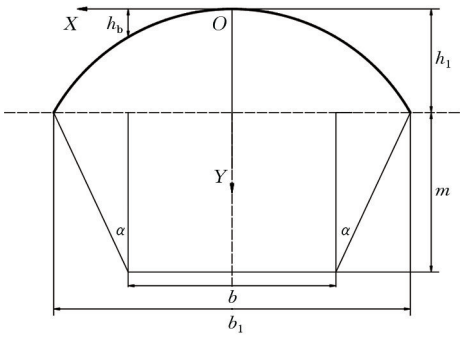


图 8 两帮不稳定时拱结构力学模型

Fig.8 Mechanical model of arch structure when two sides are unstable

根据压剪平衡原理,假设巷道侧帮破坏面与帮部的夹角为 $\alpha=45°-\varphi_c/2$,则有:

$$b_1=b+2w \tag{9}$$

式中:b_1 为巷帮不稳定时巷道垮落宽度,m;w 为巷道帮部破坏深度,$w=m\tan(45°-\varphi_c/2)$,m;m 为巷道高度,m。

此时作用在巷道顶板的载荷是稳定平衡拱以内的岩体质量,与拱外上覆地层无关,结合式(9)可得:

$$P_d=2\gamma\left(\frac{b}{2}h_1-\int_0^{b/2}y\,dx\right) \tag{10}$$

式中:P_d 为巷道顶板所受的载荷,kPa;h_1 为巷帮不稳定时巷道垮落宽度的拱高,m。

巷道帮部载荷考虑两帮煤岩体压剪破坏,根据主动土压力原理可得:

$$P_b=\frac{1}{2}\gamma m[2(h_1-h_b)+m]\tan^2(45°-\varphi_c/2) \tag{11}$$

式中:P_b 为巷道帮部所受的载荷,kPa;h_b 为巷道侧壁对应的拱高,m。

通过式(10)和式(11)可得平衡拱改进模型的矩形巷道围岩载荷计算公式,但该公式形式较为复杂且涉及积分运算,不便于手工计算,建议编制 Excel 宏计算程序,以便工程现场推广应用。

2.3 平衡拱改进模型的计算程序化

基于 Excel 宏代码编写了实体煤巷道顶板和帮部载荷及破坏范围的计算程序,计算流程如图 9 所示,具体步骤如下:(1)输入初始参数,包括巷道几何参数(宽度、高度和埋深)、围岩力学参数(容重和内摩擦角)及地应力参数(垂直应力和最小水平主应力),系统自动计算相应的中间变量值;(2)调用自编宏代码求解拱顶破坏高度和拱轴线函数积分值;(3)系统自动计算巷道围岩载荷及破坏范围;(4)输出巷道顶板、帮部载荷及破坏范围。

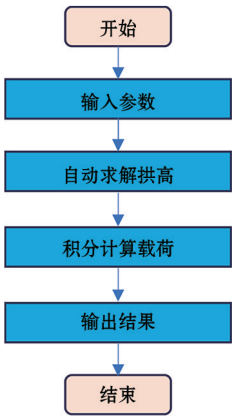


图 9　计算流程

Fig.9　Calculation flowchart

3　对比分析

依据郭屯煤矿 2309 胶带巷道数值模拟计算求得最大塑性应变增量分布特征，得到实体煤巷道围岩破坏范围，如图 10 所示。

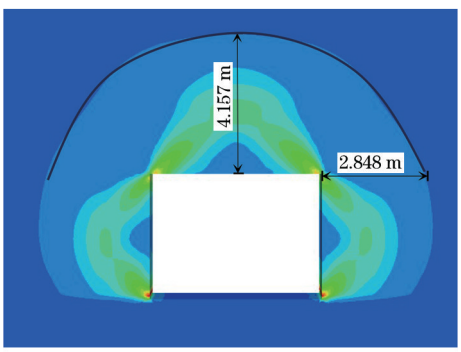


图 10　实体煤巷道顶部破坏范围

Fig.10　Damage range at the top of solid coal roadway

文献[26]采用 JL-IDOI(C)智能钻孔电视成像系统对郭屯煤矿－808 m 水平大巷围岩内部结构进行了钻孔探测。该大巷与 2309 胶带巷道位于同一水平，均为实体煤巷道，其断面为直墙半圆拱形，宽 5.4 m、高 4.2 m，与 2309 胶带巷道的尺寸近似一致。因此，探测结果能够较为准确地反映 2309 胶带巷道的围岩破坏情况。

探测结果表明，巷道拱肩处围岩松动破坏范围为 3.1～3.7 m，顶板围岩松动破坏范围为 3.0～3.5 m，巷帮围岩松动破坏范围为 2.8～3.2 m。基于围岩松动破坏范围的平均值，结合半圆拱断面尺寸，分析得出 2309 胶带巷道的等效破坏范围：顶板为 5.95 m，帮部为 3.0 m。将本文理论方法计算结果、数值模拟计算结果及文献[26]探测结果进行对比，见表 3。

表 3　理论计算、数值模拟与现场探测对比分析

Table 3　Comparative analysis of theoretical calculation, numerical simulation and field measurement

方法	拱顶破坏高度/m	帮部破坏深度/m
数值计算	4.157	2.848
现场探测	5.950	3.000
本文方法	4.464	2.449

从表 3 可以看出，本文所提理论方法计算得出的破坏范围与数值模拟结果基本一致，拱顶和帮部破坏范围误差分别为 7.4%和 14.0%，均小于 15%。理论方法计算结果与现场探测所得破坏范围亦较接近，拱顶和帮部破坏范围误差分别为 25.0%和 18.4%，均未超过 25%。该误差主要是由于进风大巷距近北侧的 1311 工作面较近，受采动影响明显，导致探测的大巷巷道围岩松动破坏范围较大。数值模拟与现场探测结果均与理论计算结果接近，验证了本文方法的合理性和准确性，同时也体现了所提理论模型的快捷性和实用性。

在此基础上，通过文献调研获取了两个真实煤矿案例的围岩破坏深度和载荷实测结果，进一步验证了本文所提平衡拱改进模型。

案例 1 取自文献[19]中神火矿区新庄矿 12051 机巷的几何与力学参数。12051 机巷位于－300 m 水平，巷道宽 2.8 m，高 2.4 m，机巷方位角为 170°。神火矿区－300 m 水平地应力场以近东西向的水平构造应力为主、垂直应力次之，最大主应力约为 9.300 MPa，方位角约为 82.5°；中间主应力约为 6.575 MPa；最小主应力约为 5.820 MPa，方位角约为 172.5°。因此，基于主应力和 12051 机巷的方位角关系，取巷道垂直应力为 6.575 MPa，水平应力为 9.205 MPa。

基于围岩破碎程度的钻孔探测仪测试结果及稳定线方程，文献[19]计算得到了考虑水平应力的巷道破坏情况。采用本文所提平衡拱改进模型，计算巷道顶板和帮部破坏范围及围岩载荷。计算结果和案例 1 结果对比见表 4。

表 4　本文方法与案例 1 对比分析

Table 4　Comparative analysis between the proposed method and case 1

方法	拱顶破坏高度/m	帮部破坏深度/m	顶板载荷/(kN/m)	帮部载荷/(kN/m)
现场实测[19]	2.000	1.400	—	—
理论计算[19]	2.041	1.414	135.60	64.82
本文方法	1.958	1.469	114.16	56.34

本文方法计算结果与案例1中基于稳定性方程方法所得的巷道拱顶破坏高度和帮部破坏深度的计算误差分别为4.1%和3.9%;顶板载荷和帮部载荷计算误差分别为15.8%和13.1%,两种方法计算结果基本一致。巷道拱顶破坏高度作为巷道稳定与安全的核心评价指标,本文方法计算结果与现场实测结果基本吻合,进一步验证了本文方法的合理性和准确性。同时,本文方法力学原理清晰,计算简便,更易理解和推广应用。

案例2取自文献[22]中攀枝花煤业(集团)有限责任公司太平煤矿南一运输大巷的几何与力学参数。巷道断面形状简化为宽4.8 m,高2.2 m的矩形;巷道埋深为530 m,煤层厚度为0.93 m,松软易碎;直接顶为厚度为0.91 m的砂质泥岩,较为破碎;老顶为厚度16 m的粗粉砂岩;煤层底板为厚度为1.78 m的泥质粉砂岩。巷道断面垂直应力为13.2 MPa,水平应力为6.6 MPa。

本文方法计算结果与案例2理论计算所得巷道破坏情况的对比见表5。由表5可知,本文方法计算所得的拱顶破坏高度与帮部破坏深度,较案例2方法结果的误差分别为5.1%和2.3%,二者基本一致。本文方法计算所得巷道拱顶破坏高度略大于文献[22]结果,这是由于本文采用一半最大水平推力作为拱脚设计载荷,保证了拱的安全富余条件。

表5 本文方法与案例2对比分析

Table 5 Comparative analysis between the proposed method and case 2

方法	拱顶破坏高度/m	帮部破坏深度/m
理论计算[22]	3.32	1.30
本文方法	3.49	1.27

4 参数敏感性

4.1 水平应力

巷道水平应力主要受侧压系数控制。依据统计调查分析,巷道侧压系数(σ_h/σ_v)取值为0.6~1.2;其他参数采用郭屯煤矿参数取值,巷道埋深为780 m,碎裂体内摩擦角为27.05°。计算结果如图11所示。

由图11可知,深埋实体煤巷道拱顶高度与顶板载荷均随侧压系数增大而非线性减小。具体而言,侧压系数由0.6增至1.2时,拱顶破坏高度由4.855 m减小至3.767 m,降幅为22.4%;顶板载荷由667.423 kN/m减小至520.123 kN/m,降幅为22.1%。工程实践中若忽略水平应力影响,将造成拱顶加固成本的浪费。

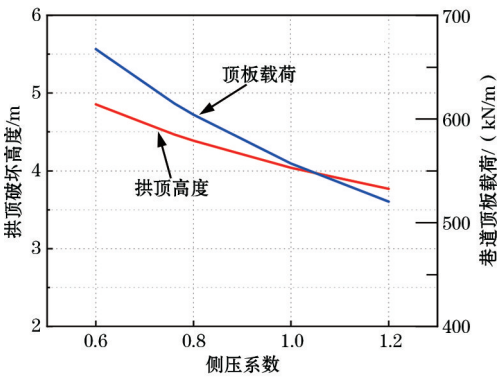


图11 巷道水平应力对拱顶破坏高度和顶板载荷的影响

Fig.11 Effect of roadway horizontal stress on vault damage height and roof load

4.2 围岩强度

巷道围岩强度主要受岩体内摩擦角控制。依据统计调查分析,碎裂体内摩擦角取值范围主要为25°~34°;其他参数采用郭屯煤矿参数取值,保持巷道埋深为780 m,侧压系数(σ_h/σ_v)为0.761 4。计算结果如图12所示。

由图12可知,深埋实体煤巷道拱顶破坏高度和顶板载荷均随碎裂体内摩擦角的增大而线性减小。具体而言,碎裂体内摩擦角从25°增大到34°,拱顶破坏高度由4.663 m减小至3.832 m,降幅为17.8%;顶板载荷由644.408 kN/m减小至520.246 kN/m,降幅为19.3%。

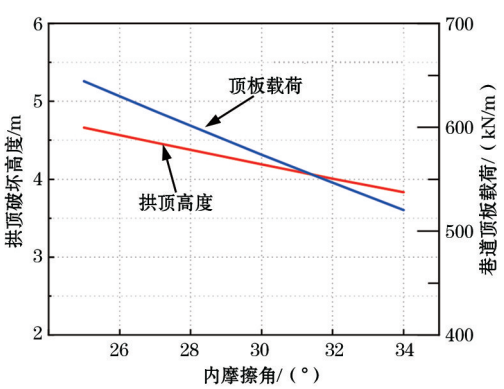


图12 巷道围岩强度对拱顶破坏高度和顶板载荷的影响

Fig.12 Effect of roadway surrounding rock strength on vault damage height and roof load

5 结论

本文基于现有研究成果,揭示了厚松散层薄基

岩覆岩结构下实体煤矩形巷道围岩破坏特征。根据深埋巷道地应力特征,基于力和力矩平衡推导了考虑水平应力的平衡拱拱轴线方程,进而提出了基于平衡拱改进模型的矩形巷道围岩载荷计算方法,并实现程序化。通过工程实例和两个调研案例对平衡拱改进模型进行了验证分析,并探讨了巷道拱顶破坏高度和顶板载荷的影响因素,得到了以下主要结论。

(1) 实体煤矩形巷道顶部围岩破坏呈现明显的三个分区,分别为破碎冒落区、破裂影响区和无影响区,分别对应围岩冒落、垮塌,围岩破裂、滑移、张开以及围岩完好、无破坏状态。

(2) 数值模拟计算结果显示,巷道顶板围岩破坏和变形呈抛物线形状,与本文提出的考虑水平应力的平衡拱改进模型拱轴线形状一致。本文所提理论方法计算得出的拱顶和帮部破坏范围与数值模拟结果误差分别为7.4%和14.0%,与类似巷道现场探测结果误差分别为25.0%和18.4%,验证了平衡拱改进模型的合理性。两个工程案例的验证分析结果表明,本文方法合理、准确,且力学原理清晰,便于推广应用。

(3) 巷道拱顶破坏高度和顶板载荷均随侧压系数的增大而呈非线性减小,随碎裂体内摩擦角的增大而呈线性减小。侧压系数由0.6增至1.2时,拱顶破坏高度降幅为22.4%,顶板载荷降幅为22.1%;内摩擦角由25°增至34°时,拱顶破坏高度降幅为17.8%,顶板载荷降幅为19.3%。

参考文献(References):

[1] 康红普.我国煤矿巷道围岩控制技术发展70年及展望[J].岩石力学与工程学报,2021,40(1):1-30.
Kang Hongpu. Seventy years development and prospects of strata control technologies for coal mine roadways in China [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021,40(1):1-30.

[2] 朱乐章,杨敬轩,王举文,等.朱仙庄煤矿特厚煤层变间距覆岩坚硬顶板控制技术[J].矿业研究与开发,2024,44(4):84-90.
Zhu Yuezhang, Yang Jingxuan, Wang Juwen, et al. Control technology for hard roof of variable spacing overburden rock in extra-thick coal seam of Zhuxianzhuang coal mine[J]. Mining Research and Development,2024,44(4):84-90.

[3] 张杰,康小杰,白文勇,等.近距离下煤层迎采掘进巷道围岩失稳特征与支护设计[J].矿业研究与开发,2022,42(4):95-101.
Zhang Jie, Kang Xiaojie, Bai Wenyong, et al. Instability characteristics and support design of surrounding rocks of roadway facing mining in close-distance coal seam [J]. Mining Research and Development,2022,42(4):95-101.

[4] 彭帅.巷道围岩偏应力分布规律及破坏机理探究[J].中国煤炭,2024,50(增刊1):317-323.
Peng Shuai. Study on deviatoric stress distribution law and failure mechanism of roadway surrounding rock[J]. China Coal,2024,50(Suppl.1):317-323.

[5] 于学馥,郑颖人,刘怀恒,等.地下工程围岩稳定分析[M].北京:煤炭工业出版社,1983.
Yu Xuefu, Zheng Yingren, Liu Huaiheng, et al. Stability analysis of surrounding rock in underground engineering [M]. Beijing: Coal Industry Press,1983.

[6] 孙均.地下工程设计理论与实践[M].上海:上海科学技术出版社,1996.
Sun Jun. Design theory and practice of underground engineering[M]. Shanghai: Shanghai Science & Technical Publishers,1996.

[7] 郑颖人,朱合华,方正昌,等.地下工程围岩稳定分析与设计理论[M].北京:人民交通出版社,2012.
Zheng Yingren, Zhu Hehua, Fang Zhengchang, et al. Stability analysis and design theory of surrounding rock in underground engineering [M]. Beijing: China Communications Press,2012.

[8] 沈明荣,陈建峰.岩体力学[M].上海:同济大学出版社,2006.
Shen Mingrong, Chen Jianfeng. Rock mechanics [M]. Shanghai: Tongji University Press,2006.

[9] 陈从新.复杂条件下地下采矿稳定性研究[D].武汉:中国科学院研究生院(武汉岩土力学研究所),2003.
Chen Congxin. A study of stability of underground mining in complex conditions[D]. Wuhan: Institute of Rock and Soil Mechanics, The Chinses Academy of Sciences,2003.

[10] 郑西贵.煤矿巷道锚杆锚索托锚力演化机理及围岩控制技术[D].徐州:中国矿业大学,2013.
Zheng Xigui. Evolution mechanism of coalmine roadway supporting anchoring force of bolt and cable and surrounding rock control technology[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology,2013.

[11] Wang X Q, Kang H P, Gao F Q. Numerical study on the formation of pressure arch in bolted gravel plate [J]. Computers and Geotechnics,2021,130:103933.

[12] Fan H Y, Li L P, Liu H L, et al. Improvement to the calculating model of the pressure arch's height considering the confining pressure in the excavation of shallow tunnels [J]. Arabian Journal of Geosciences,2021,14:1130.

[13] 房倩,张顶立,王毅远,等.圆形洞室围岩破坏模式模型试验研究[J].岩石力学与工程学报,2011,30(3):564-571.
Fang Qian, Zhang Dingli, Wang Yiyuan, et al. Model test study of failure modes surrounding rock for circular caverns [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011,30(3):564-571.

[14] 罗新旗,高小雷,王文才.基于自然平衡拱的巷道锚杆锚索支护参数优化与应用[J].煤炭技术,2022,41(11):56-59.
Luo Xinqi, Gao Xiaolei, Wang Wencai. Optimization and application of bolt and cable support parameters in roadway based on natural balance arch[J]. Coal Technology,2022,41(11):56-59.

[15] 唐建华,吴吉南,余伟健.小间距大断面巷道群围岩控制技术研究[J].矿业研究与开发,2023,43(9):84-90.
Tang Jianhua, Wu Ji'nan, Yu Weijian. Study on surrounding rock control technology of small spacing and large section roadway group[J]. Mining Research and Development,2023,43(9):84-90.

[16] 汪锋.采动覆岩结构的"关键层—松散层拱"理论及其应用研究[D].徐州:中国矿业大学,2016.
Wang Feng. Structure of "key strata and arch structure in unconsolidated layers" and its application[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology,2016.

[17] 郑颖人,邱陈瑜.普氏压力拱理论的局限性[J].现代隧道技术,2016,53(2):1-8.
Zheng Yingren, Qiu Chenyu. On the limitations of Protodyakonov's pressure arch theory[J]. Modern Tunnelling Technology,2016,53(2):1-8.

[18] 张延新,蔡美峰.地应力场与地质构造运动关系研究[J].铜业工程,2004,21(3):7-9.
Zhang Yanxin, Cai Meifeng. Study on the relationship between in-situ stress field and tectonization[J]. Copper Engineering,2004,21(3):7-9.

[19] 鲁岩,邹喜正,刘长友.基于修正普氏拱的巷道锚杆支护技术[J].采矿与安全工程学报,2007(4):461-464.
Lu Yan, Zou Xizheng, Liu Changyou. Roadway bolt supporting technique based on modified natural arch[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2007(4):461-464.

[20] 缪协兴.自然平衡拱与巷道围岩的稳定[J].矿山压力与顶板管理,1990,7(2):55-57.
Miao Xiexing. Natural self-supporting arch and the stability of roadway surrounding rock[J]. Groundpressure and strata control,1990,7(2):55-57.

[21] 黄庆享,刘玉卫.巷道围岩支护的极限自稳平衡拱理论[J].采矿与安全工程学报,2014,31(3):354-358.
Huang Qingxiang, Liu Yuwei. Ultimate self-stable arch theory in roadway support[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2014,31(3):354-358.

[22] 黄庆享,郑超.巷道支护的自稳平衡圈理论[J].岩土力学,2016,37(5):1231-1236.
Huang Qingxiang, Zheng Chao. Theory of self-stable ring in roadway support[J]. Rock and Soil Mechanics,2016,37(5):1231-1236.

[23] 孙朝燚,陈从新,郑允,等.基于空间效应的弃渣场边坡稳定性方法探讨[J].西南交通大学学报,2019,54(1):97-105.
Sun Chaoyi, Chen Congxin, Zheng Yun, et al. Discussion on slope stability analysis method of abandoned dreg site based on spatial effect[J]. Journal of Southwest Jiaotong University,2019,54(1):97-105.

[24] 董俊亮,王庆雄,李晓龙,等.活鸡兔煤矿顶板稳定性分析与支护方案设计[J].科学技术与工程,2023,23(1):123-128.
Dong Junliang, Wang Qingxiong, Li Xiaolong, et al. Roof stability analysis and support scheme design of Huojitu coal mine[J]. Science Technology and Engineering,2023,23(1):123-128.

[25] 郑文棠.基于FLAC3D的强度折减法和点安全系数法对比[J].水利与建筑工程学报,2010,8(4):54-57.
Zheng Wentang. Contrast on strength reduction method and point safety factor method with FLAC3D[J]. Journal of Water Resources and Architectural Engineering,2010,8(4):54-57.

[26] 陈梁,孟庆彬,戚振豪,等.深部厚煤层采动巷道失稳特征及锚网索注梯级支护技术[J].采矿与安全工程学报,2024,41(3):533-548.
Chen Liang, Meng Qingbin, Qi Zhenhao, et al. Instability features of mining roadway in deep-thick coal seam and progressive bolt-mesh-cable-grouting support technology[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2024, 41(3):533-548.