

文章编号:0253-9993(2012)04-0535-08

# 煤炭深部开采与极限开采深度的研究与思考

谢和平<sup>1</sup>,周宏伟<sup>2</sup>,薛东杰<sup>2</sup>,王宏伟<sup>2</sup>,张 茹<sup>1</sup>,高 峰<sup>2</sup>

(1. 四川大学 工程科学与灾害力学研究所,四川 成都 610065;2. 中国矿业大学(北京) 煤炭资源与安全开采国家重点实验室,北京 100083)

**摘 要:**从分析开采深度的增加导致一系列工程灾害如岩爆、煤与瓦斯突出、顶板垮落、底板突水等日益严重的特征入手,阐述了国内外关于深部、浅部差异的量化界线。进一步针对煤炭科学开采对资源储量和开采技术发展水平的要求,从工作面环境温度、巷道变形控制以及采动岩体能量聚集灾变等方面,论述了极限开采深度的概念,给出了极限深度范围。

**关键词:**深部开采;极限深度;地温;巷道变形

**中图分类号:**TD801 **文献标志码:**A

## Research and consideration on deep coal mining and critical mining depth

XIE He-ping<sup>1</sup>, ZHOU Hong-wei<sup>2</sup>, XUE Dong-jie<sup>2</sup>, WANG Hong-wei<sup>2</sup>, ZHANG Ru<sup>1</sup>, GAO Feng<sup>2</sup>

(1. Institute of Engineering Science and Disaster Mechanics, Sichuan University, Chengdu 610065, China; 2. State Key Laboratory of Coal Resources and Safety Mining, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

**Abstract:** Based on characteristics of a series of engineering disasters such as rock burst, coal and gas outburst, roof weighting, water outburst with increasing depth, a quantitative difference between shallow and deep depth was discussed. Furthermore, based on demand on reserves capacity for sustainable mining and technological development, the concept and limit of critical mining depth were also proposed within the framework of the air temperature of mining face, control of tunnel deformation and mining-induced strain energy accumulation of surrounding rocks.

**Key words:** deep mining; critical mining depth; rock temperature; tunnel deformation

随着浅部煤炭资源的逐渐减少甚至枯竭,地下开采的深度越来越大,越来越多的矿井将面临严峻的深部开采问题。关于深部的定义,目前国内外大体从两个方面进行考虑:一个是绝对概念,即提出煤炭深部开采的界线,但关于煤炭的深部开采并没有明确界线,究竟多深算深部也没有明确概念。国内学术界根据目前采煤技术发展现状和安全开采要求,提出深部的概念是700~1 000 m<sup>[1]</sup>。另一个是相对概念,即根据煤岩体所处的赋存环境的明显变化来定义深部概念,提出了所谓“三高”概念,“高地应力、高地温、高渗透压”,但也无明确界定。还有些学者根据采动灾害特征来定义深部概念,即只要出现了巷道变形剧烈、采场矿压剧烈、采场失稳加剧、岩爆与冲击地压聚增、瓦斯高度聚积、瓦斯压力增大、突水事故几率增大、突水事故趋于严重等灾害事故就算深部开采。可

见,目前关于深部开采的界定还没有统一的科学定义,更没有一个量化的标准,因此十分有必要从一个新的角度来认识深部概念问题。

从另一方面说,深部煤炭资源开采量及开采程度取决于目前的技术水平支撑及深部地温导致的矿工作业安全及极限承受能力。煤炭资源的开采深度并不是无限的,必定存在一个极限深度的概念,即根据目前经济技术水平确定的允许开采的最大深度,亦即从保障作业安全、经济合理性、机械化程度、环境协调等诸方面提出采煤工作面能够达到的极限深度。极限开采深度以上的煤炭资源,其中的浅部煤炭资源开采已经积累了丰富的经验,而深部煤炭资源,通过科技攻关、加大投入、提高人员素质等措施,仍可实现科学开采、形成科学产能;而针对该极限开采深度以下的煤炭资源,目前的经济技术发展水平无法确保科学

收稿日期:2012-03-14 责任编辑:常 琛

基金项目:国家重点基础研究发展计划(973)资助项目(2011CB201201);国家科技支撑计划课题资助(2008BAB36B07);国家自然科学基金资助项目(51134018)

作者简介:谢和平(1956—),男,湖南双峰人,中国工程院院士。E-mail:xihep@scu.edu.cn

开采,仅属于远景资源,视为国家战略储备资源。只有当科学技术发展到一定水平,才能实现该部分资源的科学开采<sup>[2]</sup>。

基于此,本文首先总结了国内外煤炭深部开采关于深度的界定,进一步从矿井温度、巷道围岩变形控制、煤岩体弹性能聚集与释放的突变分析等方面讨论了开采极限深度的概念。

## 1 深部煤炭资源开采及深部开采深度的界定和思考

根据全国第3次煤炭资源预测,全国埋深2 000 m以内的煤炭资源总量为5.57万亿t,资源总量居世界第一;已查明保有资源量排在俄罗斯(2.5万亿t)和美国(1.5万亿t)之后,居世界第3位。东部地区煤炭资源主要富集于东北、华东区域,但主力生产矿井已进入开发中后期,主体开采深度已达800 m以下,构造复杂、灾害严重,部分矿井进入边角煤或残采阶段,未来开采的主要储量集中于浅部延伸至深部阶段。

随深度增加地温地压均线性增加,而岩爆、冲击地压与煤与瓦斯爆炸等突变呈非线性增长。我国煤炭资源在进入深部开采以后,随着开采环境的变化,将面临诸多问题:①冲击地压频率和强度增加。冲击矿压与采深有密切关系,随着开采深度增加,冲击矿压发生的频率、强度和规模会随之上升。同时,冲击矿压有可能与煤与瓦斯突出、承压水问题等灾害相互叠加、相互作用,互为诱因,使灾害的预测及防治更为复杂困难。②煤与瓦斯突出危险性增加。随着采深的增加,地应力增大,瓦斯含量和瓦斯压力迅速增加,致使煤与瓦斯突出矿井数量增多。在深部高应力作用下,煤岩体中积聚了大量的瓦斯气体能量,受工程扰动,压缩气体急剧释放,导致围岩结构瞬时破坏而产生煤与瓦斯突出。随着矿井开采深度增加,煤层瓦斯压力增加,不少原来浅部为非突出的矿井,转化为突出矿井,突出强度和频度随深度增加明显增大。③采场矿压显现强烈。深部煤岩体的应力环境、变形与破坏特性较浅部煤岩体发生了显著变化。深层煤岩体所处环境地应力高,构造应力场复杂。岩体的变形特性发生了根本变化:由浅部的脆性向深部的塑性转化;岩体变形具有较强的时间效应;岩体的扩容现象突出;岩体变形具有不连续性。随着采深的增加,巷道围岩变形量变大且采场矿压显现强烈<sup>[3]</sup>,表现为围岩剧烈变形、巷道和采场失稳,并发生破坏性的冲击地压,加大了顶板管理难度,增加了支护成本。据部分统计,深部巷道实际返修比例高达90%以上,

不仅使巷道维护费用大大增加,而且造成矿井生产系统不畅,运输能力不足,风、水、电系统脆弱等一系列问题,成为矿井安全生产的重大隐患。④突水事故趋于严重。随着矿井开采深度增加,由于高应力和高地温的作用,水在裂隙中的流动特征发生明显变化,高渗透压力极有可能产生地质灾害。我国煤矿地质条件复杂,特别是水文地质条件复杂,奥灰水压持续升高,承压水问题十分严重,突水机率也随之增加,突水事故时有发生。⑤地温升高,作业环境恶化。《煤矿安全规程》明确规定,采掘工作面空气温度不得超过26℃,硐室的空气温度不得超过30℃。随着矿井开采深度增加,高温热害矿井数量不断增加。有些矿井的岩石温度已超过40℃,甚至达到50℃,如德国鲁尔区Heim矿最大采深达1 480 m,温度高达68~70℃。很多采掘工作面气温达到30℃,部分矿井高达35℃以上,空气相对湿度90%~100%。地温升高严重影响矿井的正常生产和工人的身体健康。因此随着开采深度的增加,各种突变灾害增加,如何定量判定深部界限显得尤为重要。

前苏联对于不受回采工作影响的巷道,引用指标 $H\gamma/R$ ,在考虑岩石强度的情况下分析巷道所处深度的影响,当巷道状态由中等稳定向不稳定状态过渡时,可以认为巷道所处的深度为极限深度,并且考虑当构造作用影响时,深部开采深度应乘以构造影响系数。德国对深部开采的研究着重于实际应用,从实际观测入手,通过对实测数据的分析,认为忽略巷道围岩的弹性变形位移量,当岩层压力超过一定极限值时,围岩开始产生塑性变形移近量,而产生这个压力极限值时巷道的深度就是深部开采深度。根据国外有关资料,英国和波兰煤矿把深部开采深度定为750 m、日本为600 m、苏联为800 m、德国为800~1 200 m<sup>[4]</sup>。

国内近些年不同学者分别探讨了深部开采界线问题,梁政国通过综合考虑采场生产中动力异常程度、一次性支护适用程度、煤岩自重应力接近煤层弹性强度极限程度和地温梯度显现程度等综合指标判断,指出深浅部开采界线初步定为700 m,在浅部开采中,500 m以上为一般浅部开采,500~700 m为准深部开采,700~1 000 m为一般深部开采,1 000~1 200 m为超深部开采<sup>[5]</sup>;钱七虎建议依据分区破裂化现象来界定深部岩体工程<sup>[6]</sup>;何满潮建议将深部开采深度定义为工程岩体最先开始出现非线性力学现象的深度<sup>[7]</sup>。

上述研究均指出深部开采的临界深度是采动力学行为由以线性为主转为显著非线性为主的临界深

度,但均没有强调煤岩体所处应力环境,在这里提出从应力环境角度定义煤炭深部开采深度,即根据岩石力学理论和实验研究岩石强度和灾变临界应力状态作为煤岩深部开采深度准则:

$$\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 \quad (1)$$

这就能对不同矿区、不同地应力、不同岩体得到不同的开采深度。由此准则对软岩而言,当 $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3$ 时,其绝对深部可能仅300~500 m;对硬岩而言,该深部可能超过1 000 m。图1所示为中国沉积岩平均水平地应力(最大水平应力与最小水平应力的平均值)与垂直地应力比值随深度变化规律,以静水压力为分界线,即比值接近1,其埋深为750~800 m。因此将平均概念意义下的静水压力作为深部浅部的分界线,具有统计意义,但针对具体的软岩、硬岩等不同岩性需要根据实际情况由式(1)来分析判断。

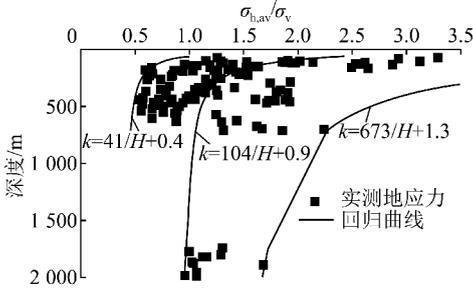


图1 中国沉积岩地应力场分布规律<sup>[8]</sup>

Fig. 1 Statistics of ground stress in sedimentary rocks in China

## 2 深部煤炭资源极限开采深度的研究与思考

针对深部开采中所出现的问题,根据煤炭开采科学产能的要求提出极限采深的概念。极限采深是指当煤炭开采超过该深度后,煤炭资源赋存地质条件十分复杂,围岩控制十分困难,热害、瓦斯、突水等灾害防治难度极大,在煤炭资源开采过程中现有的技术与装备无法满足开采安全度与绿色开采度的要求<sup>[2]</sup>。因此煤炭资源的开发开采深度不可能无限向下发展与延伸,必定受到现有技术水平和矿工作业承受力及安全保障的制约和限制,必定存在这样一个极限开采深度。而在该极限开采深度以下的煤炭资源,属于目前的科技水平、经济合理性无法确保科学开采的煤炭资源,仅属于远景资源,也可视为国家战略储备资源。只有当科学技术发展到一定水平,才能实现该部分资源的科学开采,因此本文研究的极限开采深度属相对概念范畴。以下仅从地温梯度、巷道变形、煤岩弹性能聚集释放角度,对极限深度进行探讨。

### 2.1 基于地温平均梯度的极限开采深度探讨

#### 2.1.1 煤矿深部地温及平均温度梯度

常温带以下,岩层的温度将以一定的温度梯度上升,温度梯度的平均值约为3 °C/100 m,最高可达4 °C/100 m。俄罗斯千米平均地温为30~40 °C,个别达52 °C,印度某金矿3 000 m时地温达70 °C。而我国矿区地温梯度为(2.5~3.0) °C/100 m,恒温带深度多在10~50 m,恒温带温度在15~17 °C。图2所示为新汶矿务局钻孔岩温测试曲线。

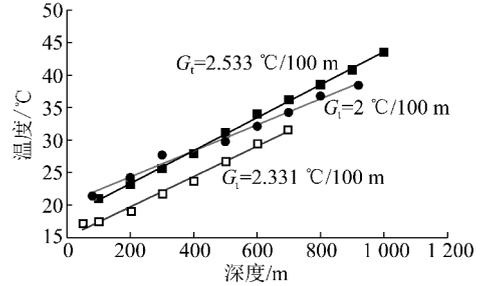


图2 钻孔岩温测试曲线

Fig. 2 Rock temperature in boreholes

可见,岩温随埋深的变化为

$$T_{gu} = T_0 + G_t(H - H_0) \quad (2)$$

式中, $T_{gu}$ 为岩温; $T_0$ 为恒温带温度,平均温度为16 °C; $G_t$ 为温度梯度,取新汶矿务局某些钻孔岩温实测曲线计算的平均值为2.29 °C/100 m; $H$ 为埋深,m; $H_0$ 为恒温带深度,一般平均值为30 m。

#### 2.1.2 基于人体承受的极限温度确定的极限开采深度

由深部地温确定的煤矿开采的极限开采深度将取决于矿工人体极限承受力和矿井降温技术及装备的发展水平两个方面,在矿井可能遇到各种不利的微气候,其中主要是矿井的高温、高湿。高温是指气温超过30 °C;高湿是指相对湿度超过80%。在高湿作业环境中,热害可能使机体产生一系列生理功能的改变:①体温调节发生障碍,主要表现为体温和皮温升高;②水盐代谢出现紊乱,使肌体的机能受到影响;③循环系统、消化系统、泌尿系统、神经系统等均会因高温高湿大量失水,改变正常的功能,甚至致病。高温环境对劳动效率及安全的影响在高温环境中,人的中枢神经系统容易失调,从而精神恍惚、疲劳、周身无力、昏昏沉沉,这种精神状态成为诱发事故的原因。

近年来的统计资料表明,我国已有140余对矿井出现了不同程度的高温问题,其中采掘工作面风温超过30 °C的矿井已达60余对,在高温矿井中,一般生产率均较低,并且随着井下的温度升高,事故率呈现急剧增大的现象。表1为南非某金矿井下温度与事故率的关系,可见随温度的增加导致工伤频次明显增大。

表 1 井下温度与事故率的关系

Table 1 The relation between air temperatures and accident rates

作业地点气温/℃	27	29	31	32
工伤频次/(次·千人 <sup>-1</sup> )	0	150	300	450

考虑通风或空调降温条件下,岩温的降低将有助

表 2 深部开采岩温与风流温度的比较

Table 2 The comparison between rock temperature and air temperature in deep mining

工作面名称	岩温/℃	风流温度/℃	温差/℃	埋深/m
唐口煤矿 1302 工作面 <sup>[9]</sup>	37	22.8~28.4	14.2	
平煤六矿 <sup>[10]</sup>	41~53(采掘面气温 32~35)	<30.0	23.0	670~850
平煤五矿 23220 采面 <sup>[11]</sup>	35.4(气温)	<28.0	7.4	830~1 045
十矿三水平已四回风下山巷道 <sup>[12]</sup>	32~35(气温)	27.5	7.5	1 028
平煤四矿已三采区 <sup>[13]</sup>	>35	<28.0	7.0	

$$T_{gu} - S \leq T_{cr} \quad (3)$$

将式(2)代入式(3),则可得由深部地温确定的煤矿极限开采深度为

$$H \leq \frac{T_{cr} - T_0 + S}{G_i} + H_0 = H_{cr} \quad (4)$$

按《煤矿安全规程》规定,若  $T_{cr}$  取工作面空气极限温度 26 ℃,则

$$H_{cr} = 1 471 \text{ m} \quad (5)$$

若  $T_{cr}$  取硐室空气极限温度 30 ℃,则

$$H_{cr} = 1 618 \text{ m} \quad (6)$$

可见,由深部地温确定的极限开采深度上限值为 1 471 m,下限值为 1 618 m(图 3)。

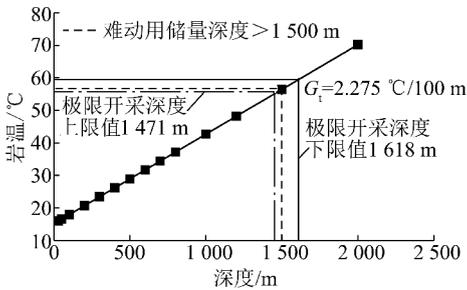


图 3 根据岩温确定的极限开采深度

Fig. 3 The critical mining depth determined by air temperature

## 2.2 基于巷道围岩变形的极限开采深度探讨

煤矿中巷道种类繁多,如大巷、风巷、运输平巷、副巷等,根据不同的分类标准各不相同,但是从以人为本的安全角度考虑,无论是处在浅部还是深部,其巷道围岩变形都必须约束限定在一个合理的范围。煤岩体随着深度的增加,其变形量越来越大,表现在巷道围岩位移上逐渐增加,当巷道二次支护后,其变形达到 200 mm 时,即认为支承压力增长剧烈,巷道

于形成采掘空间的合适温度,根据安全开采要求及我国目前煤炭资源开采的现状,《煤矿安全规程》明确规定,采掘工作面空气温度不得超过 26 ℃,硐室的空气温度不得超过 30 ℃,以  $T_{cr}$  表示。假设目前技术水平通过通风与井下降温能达到的岩温与降温后空气温度极限差值为  $S$ ,根据表 2,该值可取极限值 23 ℃。则安全温度满足的关系为

支护困难。因此随着埋深的增加,以目前的支护水平并不能无限制约束巷道围岩位移增加,当其超过 200 mm 时即认为支护达到极限状态,即按照目前的技术水平无法继续承载<sup>[14]</sup>。另外,从支架强度的角度来分析,不管采用何种支架材料,达到极限深度时,一定会出现钢架失稳的情况。所以本文从数值模拟角度考虑将巷道断面设计成半圆拱形,结合 U 型钢支护体系研究不同深度巷道相同围岩范围下的变形与能量规律。

### 2.2.1 极限开采深度的数值模拟研究

开采深度的增加将导致巷道围岩压力升高、变形增大。巷道围岩变形量的大小与诸多因素密切相关,为简化分析,本文仅研究埋深与巷道围岩变形的相关性。

(1) 数值模型的建立。数值计算中巷道尺寸设为 4 m×4 m 的半圆拱形,其中拱半径为 2 m(图 4)。模型的底部为固定支承,四周法向边界限制运动,顶部施加载荷以模拟上覆岩层自重。数值模型计算平衡之后,随着巷道的开挖,对巷道围岩进行 U 型钢支护,控制围岩变形。为了分析 U 型钢支架的极限承载能力,即巷道的极限深度,计算中巷道埋深分别取 500, 600, 700, 800, 900, 1 000, 1 100, 1 200, 1 300, 1 400, 1 500, 1 600, 1 700 m, 计算巷道最大变形条件下 U 型钢支架的极限承载能力,从而确定巷道稳定的极限深度。岩性选择为砂岩,参数见表 3。巷道支护材料选择 36U 型钢,采用 FLAC<sup>3D</sup> 中的 Beam 单元进行 U 型钢支架的模拟(表 4)。Beam 单元与围岩实体单元之间采用节点自动连接处理,受力过程中来自围岩的应力会通过相邻节点传递到 Beam 单元上。

本研究仅模拟支架在纸平面内的变形与破坏,所以边界条件中将 Beam 单元节点的运动限制在纸平面内。本文的研究是典型的平面应变问题,巷道模型厚度设定为 0.5 m,该厚度范围内仅设置一架 U 型钢支架,可较好地研究支架与围岩的变形关系。

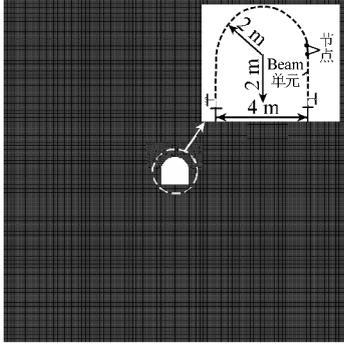


图4 FLAC<sup>3D</sup> 数值模型

Fig. 4 The numerical model by FLAC<sup>3D</sup>

表3 模型物理力学参数

体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
4.80	2.85	3.06	36	0.04

表4 36U型截面特性及材料参数

Table 4 The sectional dimensions and material parameters of 36U-type steel

截面面积/cm <sup>2</sup>	惯性矩/cm <sup>4</sup>		截面模数/cm <sup>3</sup>		屈服强度/MPa
	I <sub>x</sub>	I <sub>y</sub>	W <sub>x</sub>	W <sub>y</sub>	
45.69	928.65	1 244.75	128.55	145.59	350

(2) 巷道围岩的极限变形量。围岩变形随埋深增加的变化规律如图5所示,可知,随着埋深的增加,巷道两帮移近量和顶底板移近量逐渐增大。但是,巷道收敛量和埋深呈非线性分布,巷道收敛量的增加有明显的转折。当埋深小于1 400 m时,巷道收敛量随着埋深增加的幅度较小,基本呈线性增大的关系;当埋深达到1 400~1 500 m时,巷道收敛量急剧增大,并且巷道收敛量和埋深之间呈非线性关系。无论巷道处在浅部还是深部,其巷道围岩变形都必须约束限定在一个合理的范围,即二次支护后巷道收敛量达到200 mm,支承压力增长剧烈,巷道支护困难,同时支架无法继续承载。由此可知,当埋深达到1 400~1 500 m时,巷道变形会随着埋深的增加急剧增长,支架无法继续发挥稳定上覆岩层的效果。所以从巷道极限变形量和支架极限承载力的角度可以确定的巷道极限深度为1 400~1 500 m。

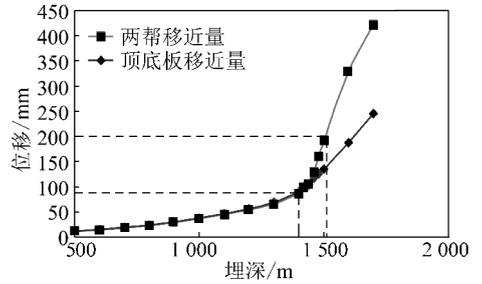


图5 围岩变形随埋深增加的变化规律

Fig. 5 Increase of surrounding rock deformation with the depth

2.2.2 极限开采深度的现场观测统计分析

随着采深的增加,煤岩体及其上覆岩层的初始地应力随之增加,另一方面,随着工作面的推进,巷道围岩受力从临空面到内部区域依次分为3个区域:卸压区、增压区与原始应力状态区,而从围岩形变上分别为不稳定状态、中等稳定与稳定状态。事实上围岩形变界限的划分是严重受制于采深,而巷道支护方式的选择主要依据围岩稳定状态的划分。因此,在地质条件一样的情况下,围岩的塑性位移主要依赖于采深与支护阻力,其随采深增大而增加,随支护阻力增大而减少(图6)。

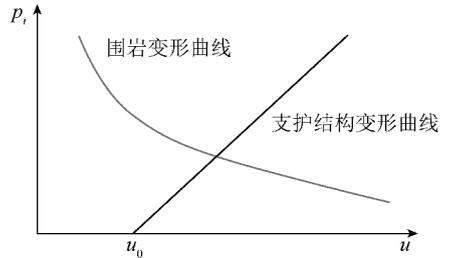


图6 围岩-支护相互作用原理曲线

Fig. 6 Interaction between surrounding rock and support

巷道围岩变形量主要由3部分组成:瞬间完成的围岩塑性变形、围岩应力重新分布后随时间变化的流变变形与巷道使用过程中支架遭到破坏后引起的巷道围岩显著位移。表5所示不同的支护结构具有其极限抵抗变形,可缩性金属支架由于其本身结构特征具有伸缩性,构件发生明显变形值较大,但事实上其变形主要为结构伸缩变形,当结构达到伸缩极限值时,其最大允许变形量也仅仅为200 mm左右,因此将200 mm作为支护结构不发生明显变形的极限变形值。根据目前的科学技术,可将巷道的围岩变形划分维护难易程度(表6)<sup>[15]</sup>。可见当围岩变形量超过1 000 mm时,支护变得极其困难。因此将围岩变形1 000 mm作为巷道支护的极限变形值。另外围岩变形还受制于支护时机,通常当开挖巷道时,应力随之迅速调整,围岩弹塑性变形即刻完成,而流变变形则是随着巷道地不断开挖在相当长时间内逐渐累

积发生的<sup>[16]</sup>,而实际支护通常是发生在流变变形阶段,因此从支架与围岩变形角度考虑存在2个不同的极限值,但从围岩-支护的相互作用机制考虑而言是相互制约相互统一的。

表5 不同支护结构极限变形量

Table 5 The limit deformation of different supporting structures

支护结构	允许变形量/mm	
	构件不发生明显变形	构件发生明显变形
料石(混凝土)	100	200
锚喷支护	100	300
刚性金属支架	200	300~400
可缩性金属支架	600	800~1 200

表6 巷道维护难易程度<sup>[15]</sup>

Table 6 Difficulty degree of tunnel maintenance

巷道维护难易程度	围岩平均变形速度/(mm·d <sup>-1</sup> )	围岩变形量/mm
容易	<1	<200
中等	1~2	200~500
困难	3~5	500~1 000
极难	>5	>1 000

从图7可知,当采深达到1 300 m时,围岩变形已经达到极限变形值,工字钢支架已无法继续承载,当采深达到1 500 m左右时,锚杆支护开始失效,当采深达到1 550 m左右时,桁架组合锚杆支护失效,当采深达到1 600 m左右时,钢带组合锚杆开始失效,另外当采深超过1 500 m时,顶板下沉量剧烈增加,即在不同深度顶板变形具有不同的阶段,在浅部( $\leq 800$  m)主要为线性阶段,在深部呈现明显的非线性指数关系<sup>[15]</sup>,即

$$u = \begin{cases} C_0 + C_1 & (H \leq 800 \text{ m}) \\ C_2 e^{C_3(H-800)} & (H > 800 \text{ m}) \end{cases} \quad (7)$$

式中,  $C_0, C_1, C_2, C_3$  取决于围岩性质与支护方式。

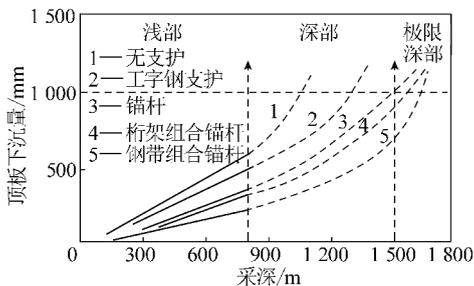


图7 顶板围岩位移与采深关系曲线

Fig. 7 Relations between deformation of roof rock and mining depth

因此,从围岩-支护的相互作用原理并且考虑实际支护方式失效条件,存在深部极限开采阈值范围1 500~1 600 m,若从安全角度考虑,可定义为1 500 m左右。

### 2.3 基于巷道围岩弹性能分析的极限开采深度探讨

本部分数值模拟旨在研究U型钢支架在不同埋深情况下所承担的能量变化规律,分析出导致支架所承担的极限能量的巷道理深。围岩弹性应变能密度由下式计算,即

$$u = \frac{1}{2E} [\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\mu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_3\sigma_1)] \quad (8)$$

其中,  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$  为单元的第一、第二、第三主应力;  $E$  为围岩的弹性模量;  $\mu$  为泊松比。将式(8)乘以单元体积即得该单元弹性应变能。

计算过程中,利用Fish语言编写程序遍历模型中的单元,当单元抗拉强度达到表3中所给数据时,便记录该单元的弹性能,并求和计算所有单元弹性应变能。图8为不同埋深情况下支架弹性能,可见,随着巷道理深的增加,支架所承担的能量逐渐增大。当深度大于1 500 m,支架的屈服点达到最多,支架无法继续承载。为进一步探讨支架的极限弹性能,分别将围岩和支架所承担的弹性能随埋深的变化规律绘制在同一坐标体系中,分析原始地应力场中所积聚的弹性能在围岩和支架之间的分配关系。

图9为巷道围岩和支架弹性能随埋深增加的变化规律,可见,随着埋深的增加,巷道围岩弹性能和支架弹性能都随之增加。但当埋深达到1 400~1 500 m时,由于U型钢支架失效,无法继续承载,其弹性能骤减,呈现下降的态势。另外,巷道围岩弹性能和支架弹性能之比平均为23.05。由图8和9可知,当埋深达到1 500 m左右时,支架承载能力达到了极限,将无法继续承载,可知埋深1 400~1 500 m时为巷道支护的极限深度。

## 3 结 论

(1) 根据目前的科学发展水平,存在极限降温值23℃,根据《煤矿安全规程》明确规定,采掘工作面空气温度不得超过26℃,硐室的空气温度不得超过30℃可推出深部极限开采深度上限值为1 471 m,下限值为1 618 m。

(2) 数值分析结果显示:①随着埋深的增加,巷道两帮移近量和顶底板移近量逐渐增大。但是,巷道收敛量的增加有明显的转折。当埋深达到1 400~1 500 m时,巷道变形急剧增大;②随着埋深的增加,

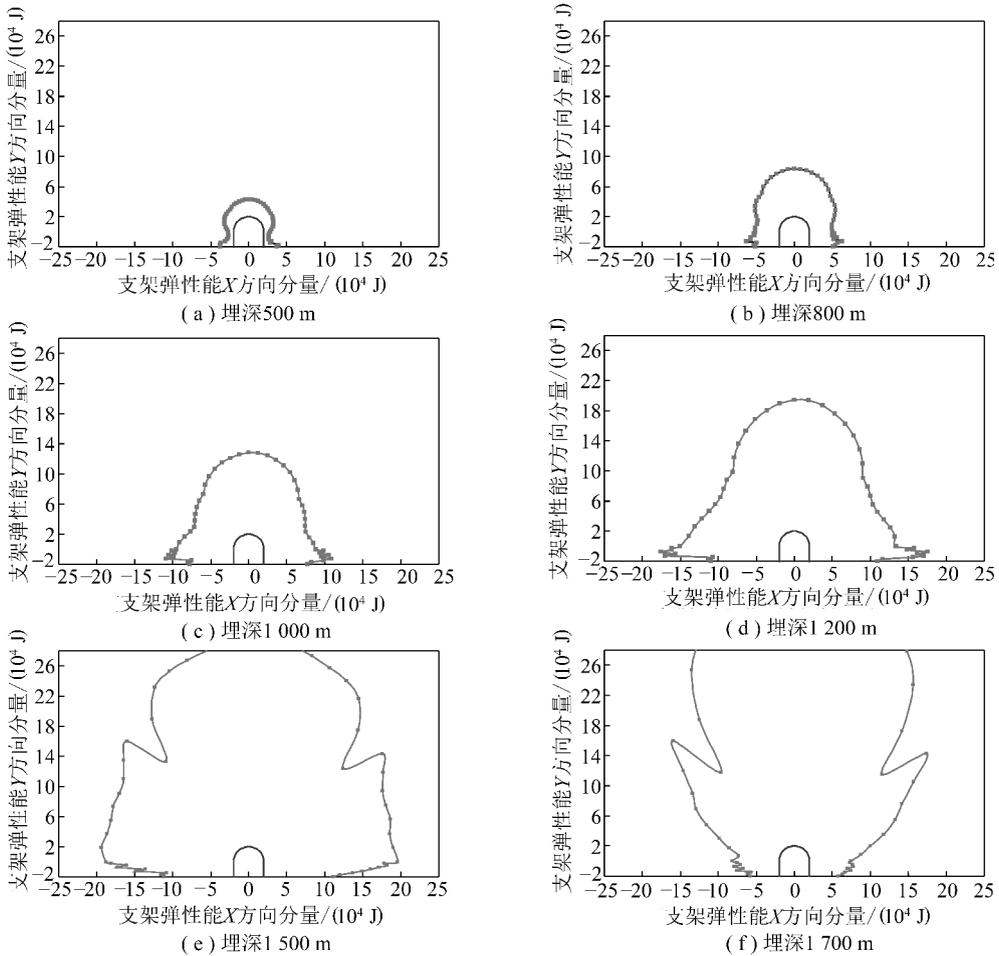


图8 不同埋深条件下支架弹性性能

Fig. 8 The elastic strain energy of support under different depths

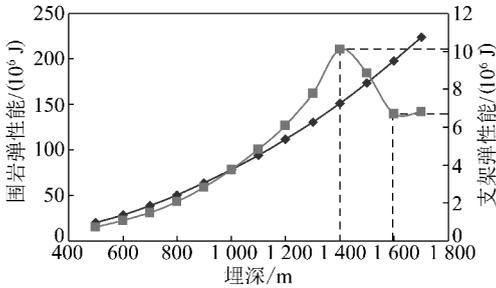


图9 巷道围岩和支架弹性性能随埋深增加的变化规律

Fig. 9 The elastic strain energy of surrounding rock and support under different depths

巷道围岩弹性能和支架弹性性能都随之增加。但当埋深达到1 400~1 500 m时,由于U型钢支架的失效,其弹性性能骤减,呈现下降的态势。巷道围岩弹性能和支架弹性性能之比平均为23.05;③当埋深达到1 500 m左右时,支架承载能力达到了极限,无法继续承载,由此得出埋深1 400~1 500 m时为极限深度。

(3) 不同支护结构具有不同的允许变形量,但其最大允许变形值均为200 mm左右,而围岩变形超过

1 000 mm时,支护将变得极其困难。不同支护结构在不同深度处将无法继续承载,存在深部极限开采阈值范围1 500~1 600 m,若从安全角度考虑,可定义为1 500 m左右时为极限深度。

感谢钱鸣高院士的建议。

参考文献:

[1] 谢和平,彭苏萍,何满潮.深部开采基础理论与工程实践[M].北京:科学出版社,2005.  
 [2] 中国能源中长期发展战略研究项目组.中国能源中长期(2030、2050)发展战略研究:节能·煤炭卷[M].北京:科学出版社,2011.  
 [3] 谢和平,周宏伟,刘建锋,等.不同开采条件下采动力学行为研究[J].煤炭学报,2011,36(7):1067-1074.  
 Xie Heping, Zhou Hongwei, Liu Jianfeng, et al. Mining-induced mechanical behavior in coal seams under different mining layouts [J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(7): 1067-1074.  
 [4] 邹喜正.关于煤矿巷道矿压显现的极限深度[J].矿山压力与顶板管理,1993(2):9-14.  
 Zou Xizheng. Depth limit of ground behavior in coal mine [J]. Ground Pressure and Strata Control, 1993(2): 9-14.

- [5] 梁政国. 煤矿山深浅部开采界线划分问题[J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版), 2001, 20(4): 554-556.  
Liang Zhengguo. The question about the boundary division of deep of shallow part's coal mining[J]. Journal of Liaoning Technical University(Natural Science), 2001, 20(4): 554-556.
- [6] 钱七虎. 深部岩体工程响应的特征科学现象及“深部”的界定[J]. 华东理工学院学报, 2004, 27(1): 1-5.  
Qian Qihu. The characteristics scientific phenomena of engineering response to deep rock mass and the implication of deepness[J]. Journal of East China Institute of Technology, 2004, 27(1): 1-5.
- [7] 何满潮. 深部的概念体系及工程评价指标[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 24(16): 2854-2858.  
He Manchao. Conception system and evaluation indexes for deep engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 24(16): 2854-2858.
- [8] 赵德安, 陈志敏, 蔡小林, 等. 中国地应力场分布规律统计分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(6): 1265-1271.  
Zhao Dean, Chen Zhimin, Cai Xiaolin, et al. Analysis of distribution rule of geostress in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(6): 1265-1271.
- [9] 赵运超, 梁 栋, 孙京凯, 等. 回采工作面空调降温效果的数值分析[J]. 矿业安全与环保, 2007, 34(6): 18-23.  
Zhao Yunchao, Liang Dong, Sun Jingkai, et al. Numerical analysis of air-conditioning cooling effect in working face[J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2007, 34(6): 18-23.
- [10] 杜卫新, 郑光相. 冰浆制冷降温系统在平煤六矿的应用[J]. 煤炭工程, 2009(4): 63-65.  
Du Weixin, Zheng Guangxiang. The application of ice slurry refrigeration cooling system in Pingdingshan Six Mine[J]. Coal Engineering, 2009(4): 63-65.
- [11] 汤元元, 菅从光, 张晓磊. 高温矿井极限开采深度[J]. 煤矿安全, 2010(3): 30-32.  
Tang Yuanyuan, Xuan Congguang, Zhang Xiaolei. Critical mining depth of coal mine with high temperature[J]. Safety in Coal Mines, 2010(3): 30-32.
- [12] 杨永锋, 李全根. 局部降温技术在平煤十矿的研究与应用[J]. 煤炭工程, 2009(10): 52-54.  
Yang Yongfeng, Li Quangen. The study and application of local cooling technique in Pingdingshan Ten Mine [J]. Coal Engineering, 2009(10): 52-54.
- [13] 朱 林. 制冷降温技术在平煤四矿的研究与应用[J]. 煤矿开采, 2011, 16(2): 56-58.  
Zhu Lin. Application of refrigeration technology in mines with high temperature [J]. Coal Mining Technology, 2011, 16(2): 56-58.
- [14] 修作量, 王兴库. 浅谈煤巷锚杆支护技术的现状与发展[J]. 煤矿开采, 1996, 11(2): 3-5.  
Xiu Zuoliang, Wang Xingku. Status and development of bolting technology in coal tunnel [J]. Coal Mining Technology, 1996, 11(2): 3-5.
- [15] 陈炎光, 陆士良. 中国煤矿巷道围岩控制[M]. 北京: 中国矿业大学出版社, 1994.
- [16] 侯公羽. 应用围岩-支护作用机制评述及其流变变形机制概念模型的建立与分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(S2): 3618-3630.  
Hou Gongyu. Review of interaction mechanism between surrounding rock and support and analysis of conceptual model of rheological deformation mechanism [J]. Chinese Journal Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(S2): 3618-3630.