安徽理工大学

硕士学位论文

大断面煤巷掘进瓦斯治理及全负压通风试验研究

姓名：孙森

申请学位级别：硕士

专业：矿业工程

指导教师：刘泽功

20031105

摘　要

为了减少掘进头瓦斯积聚的机遇，降低瓦斯爆炸事故的发生率。本文根据通风网络与瓦斯防治理论、矿山压力与巷道支护理论，分析探讨大断面独头煤巷掘进工作面全负压风排瓦斯技术应用的可行性，具体采用的是在掘进采区的回采巷道（沿煤层掘进）时，采用大断面（24～26m^2）施工一次成巷技术，中间充填隔墙，形成双巷；并采用全负压通风。利用大段面双巷全负压通风，系统稳定性得到了保证，掘进面巷道的风量能保证900~1000m^3/min，而这样的风量对于利用局扇的局部通风来说，需 3~4 台局扇供风，这对于矿井的实际应用是不可能实现的。对于双巷的充填墙，采用丝袋装煤粉填充，顶棚处用黄泥堵实，然后喷浆，充填墙的严密性是可以保证的。另外，系统的风量容易调整，只需利用此系统的调节风窗进行调节即可。因此，采用大段面双巷全负压通风是可行的。

大断面独头煤巷掘进工作面全负压风排瓦斯技术的可行性，以减少掘进头瓦斯积聚的机遇，降低瓦斯爆炸事故发生率；分析讨论大断面独头煤巷的支护——压力体系、巷道周围瓦斯煤体内的应力场与防治煤与瓦斯突出的影响因素，改变大断面独头煤巷支护形式，缩小煤体的应力集中区域，以降低煤与瓦斯突出事故发生率，保证掘进工作面安全、高效施工。

关键词：高瓦斯煤层；煤巷掘进；大断施工；瓦斯灾害防治；全负压通风

Research on gas control and all negative pressure ventilation of tunneling coal roadway in large-section

Abstract

To decrease the chance of gas accumulation and the rate of the accident of gas explosion, the present thesis analyzes the feasibility of the technique of all negative pressure ventilation in tunneling working place of single coal roadway in large-section, which is single head tunneling working place in large-section, according to the theory of ventilation network and prevention and control of gas and the theory of mine pressure and roadway support. That is to use the technique of completing roadway at one trial in the process of construction of large-section(24~26 m^2), and the panel is filled to form double roadway, and make use of all negative pressure ventilation at the same time, when tunneling the roadway in hung move(digging in coal). The stability of the system is confirmed and the air quantity can be 900~1000m^3/min, through all negative pressure ventilation in double roadway in large-section. But that needs 3~4 auxiliary fans to reach the air quantity in use of auxiliary fans. So it is impossible to realize in practice. Pulverized-coal loaded in thread bags is use to fill the panel, and fill roof with yellow slime, and then shotcrete, so the strictness can be made sure. In addition, the air quantity is easy to justify, in use of adjusted windows. So it is feasible to all negative pressure ventilation in double roadway in large-section.

The feasibility of the technique of all negative pressure

ventilation in tunneling working place of single coal roadway in large-section decreases the chance of gas accumulation and the rate of the accident of gas explosion, analyzes and discusses the support-pressure system and stress fields around gas coal as well as the effect factors of the outburst of coal and gas in tunneling working place of single coal roadway in large-section. The support forms in tunneling working place of single coal roadway in large-section are changed, and the stress fields are reduced, and those decrease the rate of the accident of gas explosion. So the tunneling construction can be safe and efficiently.

Key word: high gas coal seams; tunneling coal roadway; construction on large-section; the prevention and control of gas calamity; all negative pressure ventilation

1 前言

1.1 概述

煤巷掘进过程中的安全总是主要表现在，煤与瓦斯突出的防治和瓦斯浓度超限引起瓦斯爆炸。可见矿井瓦斯是时刻严重威胁煤矿安全生产的自然因素之一，预防瓦斯灾害对矿井建设和煤炭生产具有重要意义。它的防治是矿井通风、安全技术人员和干部的基本任务之一，也是从事煤矿井下生产建设的每个科技工作者的共同职责。在近代煤炭开采史上，瓦斯灾害每年都造成许多人员伤亡和巨大的财产损失。因此，深入研究预防瓦斯灾害对煤炭事业的健康持续发展，具有重要意义。

煤体是一种复杂的多孔性固体，既有成煤胶结过程中产生的原生孔隙，也有成煤后的构造运动形成的大量孔隙和裂隙，形成了很大的自由空间和孔隙表面。重庆煤科分院对四川、江西三个煤矿 11 个煤层的比表面积进行了测定，结果表明最小为 27.4m^2/g，最大为 55.13 m^2/g。成煤过程中生成的瓦斯就能以游离和吸附这两种状态存在于煤体内。

在煤层中或其附近进行采掘工作时，在采动影响下煤岩的原始状态受到破坏，发生破裂、卸压膨胀变形、地应力重新分布等变化，部分煤岩的透气性增加。游离瓦斯在其压力作用下，经由煤层的裂隙通道或暴露面渗透流出并涌向采掘空间。随着游离瓦斯的流出，煤体里面的瓦斯压力下降，这就破坏了原有的动平衡，一部分吸附瓦斯将解吸转化为游离瓦斯并涌出。随着采掘工作的不断扩展，煤体和围岩受采动影响的范围不断扩大，瓦斯动平衡破坏的范围也不断扩展。所以瓦斯能够长时间地、持续地从煤体中释放来，对于有突出危险的煤层这时就有可能发生煤与瓦斯突出。

1.2 煤矿瓦斯防治技术

目前煤矿最常见的瓦斯防治方法是风排瓦斯，但对低透气性高瓦斯或有突出危险的煤层，往往很难从根本上解决瓦斯问题。

淮南矿区煤层赋存深，煤层富含瓦斯。在矿开采过程中曾多次发生重大的瓦斯事故，造成了重大的经济损失和人员伤亡。瓦斯治理问题成矿井安全生产的首要工作之一。新庄孜矿在开采 C_{13}、B_8 煤层时，掘进工作面

和回采工作面回风流中和工作面上隅角瓦斯浓度时经常超限，其瓦斯涌出量最高达 30m3/min，仅靠采用通风的来解决瓦斯超限的问题很难实现。

瓦斯抽放是解决采掘工作面瓦斯浓度超限的根本措施，而在进行瓦斯抽放时，煤层透气性系数的大小是衡量瓦斯在煤层内流动难易程度的重要参数，也是衡量煤层瓦斯抽放效果好坏的关键指标，现场实测表明，李一矿煤层瓦斯透气性系数很小，属于难抽放瓦斯煤层。采用未卸压抽放效果不明显，沿煤层顶板走向布置巷道或钻孔，同时沿煤层布置顺层钻孔进行瓦斯抽放是一条行之有效的措施，因此，如何合理布置巷道(或钻孔)是抽放效果好坏的关键。

瓦斯抽放工作历史悠久，据资料记载，早在 1730 年，英国 Whitehaven 煤矿 Saltom 竖井掘到 76.8m 深，遇到一层厚 0.61m 的煤时，有瓦斯涌出，当时人们用直径 50mm 管密后，将瓦斯引至井外，以供当地一位学者实验室用。原苏联，1907 年在尤索夫克的中央矿井内把莫梁宁诺夫的邻近层大量喷出的瓦斯进行引排，1923 年日本在夕张煤矿的最上部坑道密闭中，接管将自然涌出的瓦斯排至地面；1934 年新幌内煤矿开始第一次抽放密闭瓦斯，用粘土封闭该矿的四号煤层的采空区，抽出的瓦斯浓度达到 60%~70%，抽放量 15~25m^3/min，供电厂锅炉使用。德国鲁尔煤田 Mansfeled 煤矿 Rottersbank 第一层向顶板打直径为Φ280mm 钻孔贯穿各层时，有高压瓦斯喷出，当时 Sehrodter 博士决定排放瓦斯，向孔内扦入套管，用水泥砂浆封孔，瓦斯抽排量达 16000m^3/d。世界各国正规的瓦斯抽放工作是从 40 年代末至 50 年代初开始，随后，抽放方法不断增加，瓦斯抽放技术也逐渐提高，抽放规模日益扩大。

我国最早记载煤矿排放瓦斯是在宋应星所著《天工开物》中，当时，记载了利用竹管引排煤矿瓦斯的方法。1938 年抚顺龙凤矿进行了具有工业规模的机械抽放瓦斯的试验，1940 年，该矿在地面建立了一座 100m3 的储瓦斯罐，用瓦斯泵将采空区的瓦斯经管路抽到罐内，供民用，1951~1954 年，该矿又先后试验成功了利用煤层巷道和钻孔预抽煤层瓦斯的方法，为大规模预抽煤层瓦斯开创了新的技术途径。随后，1957 年，阳泉矿务局四矿又试验成功了采用穿层钻孔抽放上邻近层卸压瓦斯。自此，我国煤矿瓦斯抽放工作有了迅速的发展，其发展速度和规模得到了迅速的提高，到

70 年代，抽放矿井数增至 83 对矿井，年抽放量达到 248×106m³，到 80 年代，抽放矿井数增至 111 对矿井，年抽放量达到 380×106m³，到 90 年代，年抽放量达到 500×106m³，目前在科研和生产实践中已经探索出了一些适应于不同地质条件下、不同布置方式的采掘工作面的抽放瓦斯方法，并有成套的装备可供使用。

与国外相比，我国在煤矿瓦斯抽放方面还存在较大差别，主要表现在：

抽放瓦斯总量少；

矿井瓦斯抽放率低；

吨煤瓦斯抽放量(相对瓦斯抽放量)少，吨煤钻孔量少；

综合抽放工作不足，装备和管理水平有待加强和提高。

我国是一个产煤大国，瓦斯储量丰富，矿井瓦斯抽放已有 40 多年的历史，在基础理论方面开展了许多研究，得出了一些理性认识，在生产实践中已经建立了一套适应各种不同地质条件和采掘布置的抽放方法，并有成套的装备可供应用。对高瓦斯煤层进行瓦斯抽放，主要采用：开采煤层抽放、邻近层抽放、采空区抽放。

煤层回采前的抽放属于未卸压抽放，在受到采掘工作面影响范围内的抽放，属于卸压抽放，决定未卸压煤层抽放效果的关键因素，是煤层的透气系数，我国大多煤田煤层透气性低（如淮南煤田），常规的瓦斯抽放效果不明显，如何提高瓦斯抽放效果，以减少煤层开采过程中瓦斯涌出的关键是采取有效措施提高煤层透气性。

1.3 国内外防止煤与瓦斯突出及防治技术概述

煤矿地下采掘过程中，在极短的时间内(几秒到几分钟)，从煤、岩层内以极快的速度向采掘空间内喷出煤(岩)和瓦斯(CH_4、CO_2)的现象，称为煤与瓦斯突出。它是另一类型的瓦斯特殊涌出，也是煤矿地下开采过程中的一种动力现象。它所产生的高速瓦斯流(含煤粉或岩粉)能够摧毁巷道设施，破坏通风系统，甚至造成风流逆转；喷出的瓦斯由几百到几万 m3，能使井巷充满瓦斯，造成人员窒息，引起瓦斯燃烧或爆炸；喷出的煤、岩由几千吨到万吨以上，能够造成煤流埋人；猛烈的动力效应可能导致冒顶和火灾事故的发生。

我国煤与瓦斯突出发生的地点统计数据显示。从突出次数可见，煤层

平巷、煤层上山和下山发生的突出占总次数的 76%，但突出强度较小；石门揭穿煤层时发生的突出次数虽少但强度大，我国 80%以上的特大型突出均发生在石门揭穿煤层工作面。采煤工作面发生的突出占总次数的15.8%，但是近几年采煤工作面发生突出的次数有明显增多的趋势。

防治瓦斯措施有区域性措施和局部性措施两种。前苏联、波兰、德国、英国等国家采用的区域性措施主要有:开采保护层、瓦斯抽放、煤层大面积注水等；局部性措施主要有:松动爆破、超前钻孔、水力冲孔、卸压槽等。区域性措施治理效果较好。如果煤层无保护层可采，目前主要采用瓦斯抽放的方法。由于低透气性煤层的瓦斯抽放效果差，抽放时间长、沿层打孔困难、成孔率低，使得瓦斯防治一直是个技术难题。国内外主要采取改变煤体地应力分布，减少地压，降低煤体瓦斯含量，提高煤的机械强度几方面的工作。例如:

(1)从煤层中取出部分物质形成空洞，使煤体卸压，扩大原有裂隙并产生新的裂隙，以提高煤层的透气性。

地水力割缝和煤的物化处理。前者是利用水射流从煤体中抛出部分煤炭，形成卸压裂缝，以提高瓦斯抽放效果，该方法在鹤壁二矿取得了较好的效果，但因水力设备复杂、煤与水需要分离处理等问题，没有得到推广应用。后者是利用酸溶解煤中的碳酸盐杂质来提高煤的透气，由于成本高、效果差，在国内外都没有得到应用。

(2)在煤体无自由面的情况下，改善煤体中裂隙分布情况，使煤体中产生透气性良好的裂隙，以提高煤层透气性，水力压裂就是按这个原理进行的。通过我国三个矿（红卫、阳泉、抚顺)的工业性试验表明，一般情况下有些孔压裂后瓦斯涌出量有所增加，但有相当一部分孔效果不明显。该方法不论是在理论，还是工艺上都存在一些难以解决的问题。

(3)密集钻孔在日本、欧洲一些国家得到应用，但由于钻孔工程量大、工期长、费用高，在我国尚未得到大面积推广应用。

交叉钻孔抽放在俄罗斯取得了一定的效果，我国正在试验研究中。网格抽放方法在我国也有应用，其缺点是工程量大，而且要在底板岩巷中进行穿层打孔，施工困难。

近年来，我国煤矿随着采深的增加，瓦斯含量和瓦斯压力增加，煤层

原始瓦斯含量 10~22m³ / t，实测瓦斯压力高达 5.7MPa，煤层透气性系数为 0.02~ 0.08m³ / MPa² • d，掘进工作面绝对瓦斯涌出量一般为 2~6m³ / min，最大值高达 23m³ / min。松软低透气性的高瓦斯层掘进过程中瓦斯涌出量的波动幅度很大，瓦斯涌出均衡系数通常为 4~6，在落煤过程中以及遇到储气地质构造时瓦斯涌出剧烈，时常超过设计通风能力，造成瓦斯超限。据测定，新庄矿煤层的残余瓦斯量通常占煤层原始含量的 1 3.95% ~19.0%，煤层的低透气性使得进尺循环内巷道前方煤体瓦斯得不到充分释放，因此，煤体内 70%以上的瓦斯均会随着落煤而释放，单靠局部通风难以稀释到安全浓度。特别是高瓦斯煤巷掘进工作面瓦斯爆炸和煤与瓦斯突出事故频繁发生[1, 2]，掘进工作面的进尺十分低下，高瓦斯矿井的采掘比例严重失调。因此，松软低透气性高瓦斯煤层巷道掘进中的通风和瓦斯治理问题已成为制约矿井安全高效生产的关键问题。

目前，煤巷掘进工作面释放瓦斯的主要措施，一是依靠局部通风机通风，加大局部通风机风排瓦斯的能力，二是打超前钻孔抽放瓦斯。局部通风机作为常年运转设备，由于各种原因经常出现各种故障，造成掘进工作面瓦斯积聚且超限现象时有发生，甚至酿成瓦斯事故。在某些瓦斯涌出量较大的掘进工作面，局部通风机通常用两台大大功率的局部通风机，不仅耗电量及维修量增大，而且多风筒供风造成掘进巷道断面缩小；长距离多风筒供风，造成风筒损耗量增加。三是煤巷掘进为了解决瓦斯问题，常采用边抽边掘的方法，不仅造成施工工艺复杂，而且严重地制约了掘进单进速度，致使煤巷掘进单进水平低于岩巷掘进单进水平。《煤矿安全规程》[3] 第 127 条指出，“掘进巷道必须采用矿井全风压通风或局部通风机通风。煤巷、半煤岩巷和有瓦斯涌出的岩巷的掘进通风方式应采用压入式，不得采用抽出式（压气、水力引射器不受此限）；如果采用混合式，必须制定安全措施。瓦斯喷出区域和煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出煤层的掘进通风方式必须采用压入式”。“掘进巷道应采用全负压通风或局部通风机通风，不得采用扩散通风。”第 128 条对安装和使用局部通风机和风筒应遵守下列规定：“禁使用 3 台以上（含 3 台）的局部通风机同时向 1 个掘进工作面供风。不得使用 1 台局部通风机同时向 2 个作业的掘进工作面供风”。 第 129 条规定“使用局部通风机通风的掘进工作面，不得停风；因检修、停电等原因停风时，必须撤出人员，切断电源。恢复通风前，必须

检查瓦斯。只有在局部通风机及其开关附近 10m 以内风流中的瓦斯浓度都不超过 0.5%时，方可人工开启局部通风机”。可见对掘进工作面的通风做了十分严格的规定。

矿井在采区内部准备时，总是先贯通巷道形成通风系统，为全负压后，再掘进其它巷道。由此设想，在已形成全负压通风系统的巷道附近掘进时，能否采用全负压通风方式进行煤巷掘进，来提高掘进风流稳定性以解决上述弊端。为了减少掘进头瓦斯积聚的机会，降低瓦斯爆炸事故的发生。根据通风网络与瓦斯防治理论、矿山压力与巷道支护理论，分析大断面煤巷掘进工作面全负压风排瓦斯技术应用的可行性，具体采用的是在采煤工作面的顺槽掘进时，采用大断面（2 4～2 6m^2 ）施工一次成巷技术，中间充填隔墙，形成双巷，即高瓦斯掘进工作面全负压通风综合防治瓦斯的方案。

1.4 国内外研究现状、发展动态

目前局部通风方式主要有三种[8]，即压入式、抽出式与混合式。

压入式通风时将局扇布置在新鲜风流中，风筒将局扇压入的新风导入工作面，污风则通过掘进巷道排出。其主要点是（1）局扇及电气设备布置在新鲜风流中，无风不通过局扇，安全。（2）有效射程远，工作面风速较大，工作面迎头区排烟效果好。（3）可使用柔性风筒，使用方便。（4）风筒压力高于风筒外，漏出的新风对排除污风有一定的作用。

抽出式通风时将局扇布置在污风流巷道侧，新风沿巷道流入，炮烟通过风筒由局扇排出。其优点是新鲜风流沿巷进入工作面，整个井巷空气新鲜，劳动环境好。只要保证风筒吸入口到工作面的距离在有效射程内，抽出式风量比压入风量要小得多。抽出式通风一般适用于无沼气矿井。

混合式通风则用两套风机风筒装置，一套向工作面供新风，一套为工作面排污风，它兼有压入式和抽出式的某些优点。若具有防爆性能的抽出式局扇，也可适用于沼气矿井。它是大断面岩巷掘进通风的较好方式。机掘工作面多采用与除尘风机相配套的混合式通风。可以肯定，随着机掘化比重的增加和除尘、自动检测技术的进步，混合式通风在我国将得到更广泛的应用。

目前，我国矿井局部通风多采用压入式，并且局扇的选型向着大功率、

对旋风机方向发展，一条千米长的巷道只需一台局扇，采用大直径风筒，掘进距离短时只需开单机，就可满足掘进面的需风量；当掘进距离变长，风量不足以满足掘进面的要求时，可以同时开双机以增加风量。而且，局扇采用双电源供电，这样可以避免停电引起的瓦斯积聚事故。

对于国外的局部通风技术发展，因其巷道一般采用机掘，所以在岩巷掘进时多采用混合式通风方式，并且和除尘风机配套使用，这样掘进工作面的工作环境较好。对于煤巷掘进，一般多采用大功率、对旋风机进行压入式通风。

对于掘进工作面的双巷全负压通风，目前应用的还比较少，屯兰矿曾用过双巷全负压通风方式[5]，但是双巷之间每隔 60m 开联络巷，只是掘进巷道后部实现了全负压通风，而对于掘进时仍然是利用局扇通风的，完全利用全负压通风方式的掘进工作面的矿井目前还没有。

1.4 主要研究内容及关键技术

本文主要研究高瓦斯煤层掘进工作面局部通风方式的选取采用全负压通风方式，以通风解决瓦斯防治问题。其中的关键技术为充填墙的严密性问题，随着巷道的掘进延长，巷道的阻力增加问题及所采取的巷道支护方式的选取。

1.5 拟采取的研究方法、技术路线、实施方案及可行性分析

为了减少掘进头瓦斯积聚的机遇，降低瓦斯爆炸事故的发生率。本文根据通风网络与瓦斯防治理论、矿山压力与巷道支护理论，分析探讨大断面独头煤巷掘进工作面全负压风排瓦斯技术应用的可行性，具体采用的是在掘进采区的回采巷道（沿煤层掘进）时，采用大断面（24～26m^2）施工一次成巷技术，中间充填隔墙，形成双巷；并采用全负压通风。利用大段面双巷全负压通风，系统稳定性得到了保证，掘进面巷道的风量能保证900—1000m^3/min，而这样的风量对于利用局扇的局部通风来说，需 3~4 台局扇供风，这对于矿井的实际应用是不可能实现的。对于双巷的充填墙，采用丝袋装煤粉填充，顶棚处用黄泥堵实，然后喷浆，充填墙的严密性是可以保证的。另外，系统的风量容易调整，只需利用此系统的调节风窗进行调节即可。因此，采用大段面双巷全负压通风是可行的。

拟采取的技术路线为：理论分析——→方案比较——→方案实施——→风阻测定——→风量计算。

1.6 预期目标

双巷布置方式的实施，技术上、经济上可行，掘进出煤应能满足施工成本，所采取的支护方式应能有效地保证巷道在矿山压力作用下完好；双巷之间的隔墙应能保证严密性，漏风量要小；巷道的风量要满足风排瓦斯的最小风量要求。

2 大断面掘进煤巷中间充填实现全负压通风理论分析

2.1 煤巷掘进头周围煤体内的静态应力分布

大断面煤巷掘进的主要目的是为解决煤巷掘进过程中，由于局部通风机不稳定而造成掘进头瓦斯积聚问题。大断面煤巷掘进的支护问题，除了与煤层赋存状态有关外，还与巷道周围的应力分布有很大关系。所谓静态应力是指掘进工作面静止的条件下掘进头周围及巷道周围煤岩体内存在的应力场。只要工作面不向前延伸，巷道两壁不破坏，这种应力变化就很小，工作面周围及巷道周围的应力场一般都可以看作静态应力场，只有在工作面向前推进及发生煤与瓦斯突出时，才转变为动态应力场，并且突出时的动态应力场与平时的静态应力场有着一定的联系，研究突出时的动态应力场正是为研究动态应力场作准备。

2.1.1 已取得的研究成果

关于静态应力场研究，以往已作了一些研究工作。中国矿业大学研究的成果是把掘进工作面把看作球对称体，取掘进头的半径 R_0=2m，无限远处作用在煤（岩）体骨架上的应力 σ_0=14.7MPa，瓦斯压力 p=0，然后根据表 2-1 的岩性条件导出了周围含瓦斯煤（岩）体多孔介质中的静态应力场分布如图 2-1 所示。

表 2-1　　岩性条件表

序号	岩性	内聚力 /MP a	内磨擦角 /°	A_1 /%	A_2 /%	备　注
1	砂岩	4.116	45	2	2	强度值引自前苏联顿巴斯煤层测定值，A_1、A_2为假定值
2	硬煤	0.93	35	4	4	
3	软煤	0.137	22	8	8	

从图中可以看出，对于每一种岩石条件，在掘进头前方，破坏带中的应力由浅入深是逐步增加的，到破裂带的边缘处，球向应力大于原始应力并达到最大值。因此在破裂带边缘，逐渐接近原始应力，而径向应力则继续增加，也逐渐接近原始应力。如果掘进头按原始断面向前推进，推进过程中的应力分布比较复杂，但稳定以后的应力分布将仍然与图 2-1 一样[据中国矿大研究成果]在相同的地应力及巷道几何条件下，掘进头前方的破裂带半径，取决于岩性条件。岩石越坚硬，破裂半径越小。即砂岩的破裂半径最小，硬煤次之，软煤破裂半径最大。相应 破裂带边缘上的球向应

力集中系数是砂岩最大，硬煤次之，而软煤最小。

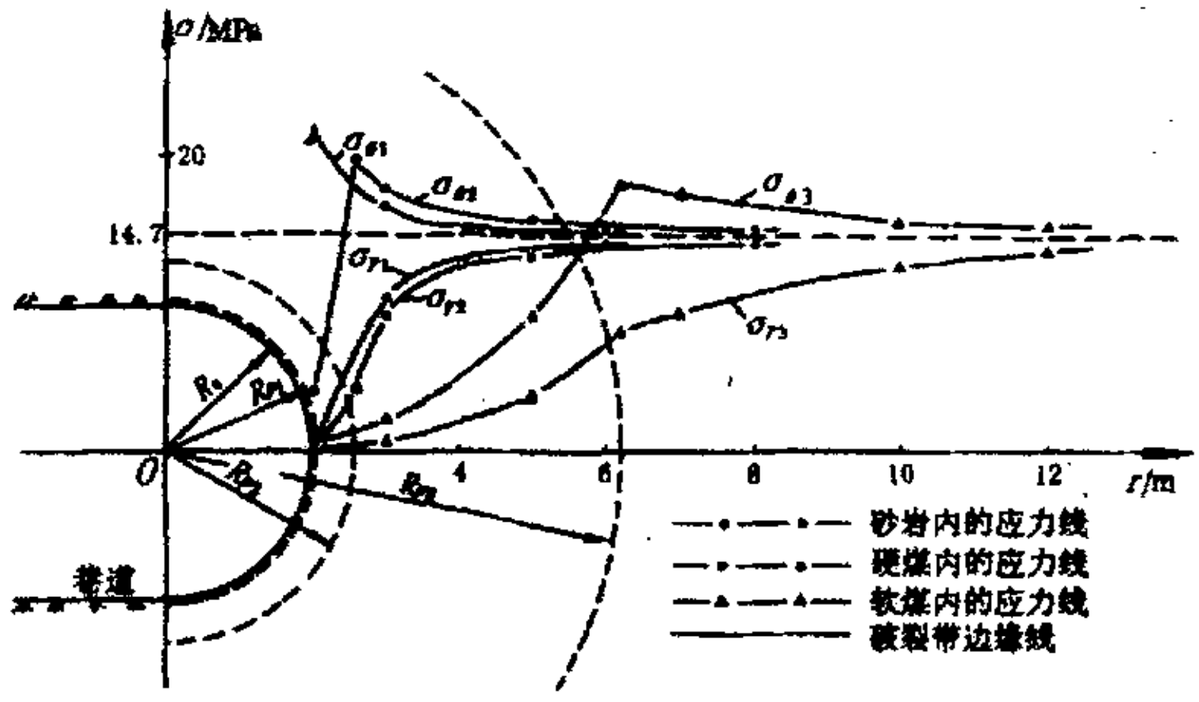


图 2-1 掘进头周围煤（岩）体内的应力场[5]

R_{P1}、R_{P2}、R_{P3}——不同岩性破坏半径；$\sigma_{\theta 1}$、$\sigma_{\theta 2}$、$\sigma_{\theta 3}$——球向应力分布；

σ_{r1}、σ_{r2}、σ_{r3}——球向应力分布

2.1.2 煤巷周围煤体(岩)内的静态应力分布

煤层巷道在煤层的层位关系。通常有四种情况，一是巷道两帮是煤层，顶、底板是岩层；二是两帮和顶板是煤层，底板是岩层；三是两帮和底板是煤层，顶板是岩层；四是巷道两帮是煤层、顶、底板均是煤层。淮南矿区 $C_{13\text{-}1}$ 采用分层开采时其巷道的布置形式多属第三种类型、开采 B_{11} 时其巷道的布置形式多属第一种类型。质物体内，应力的计算是很困难的，煤矿中多采用实测的方法来了解巷道两侧的应力分布情况。

2.1.3 煤巷周围含瓦斯煤体(岩)蠕变状态

在煤矿井下采掘空间形成初期，首先在空间界面附近会形成较高的集中应力，当集中应力值达到含瓦斯煤的强度后，该部分煤体发生屈服变形，使集中应力移向深部的煤体;随着集中应力向煤体深部的传播，应力集中系数将衰减，集中应力的分布也将发生变化。上述这些变化都是时间的函数，因而是一种蠕变现象。经过一定时间后，煤体的蠕变将趋于稳定，煤体由动压作用下的剧烈蠕变状态进入常压作用下的准蠕变状态。随着蠕变时间的增长，集中应力区仍会缓慢向煤体深部传播，直到集中应力值小于含瓦斯煤的长时强度，这种传播才会停止。

煤巷掘进工作面前方煤层动压效应。根据支承压力分布状态，可按时间顺序将掘进工作面前方煤体蠕变过程划分为瞬态蠕变阶段、动态蠕变阶段和蠕变阶段。对于蠕变阶段，可按空间位置将掘进工作面前方煤体划分为三个区域，即松弛区域(动态蠕变阶段发生屈服的区城)、集中应力区域和稳态蠕变区域。

在新的采掘空间形成后的短时间内，作用于采掘工作面前方含瓦斯煤层上的集中应力将以一定的速度向煤体深部传播，且传播的速度会逐渐衰减并趋向于零，在这个影响范围内含瓦斯煤体进入蠕变阶段。在下一次循环进尺之前，这个区域内的含瓦斯煤体是在近似为恒应力的条件下蠕变，即稳态蠕变。稳态蠕变可看作为突出的准备阶段。

采掘空间在煤层中形成后，工作面前方煤体的松弛区域(动态蠕变阶段发生屈服的区城)、集中应力区域和稳态蠕变区域始终存在，且随着工作面向前推进，这几个区域也随之向前移动。工作面每次进尺后蠕变的3区域始终存在。通过分析可知，在瞬态和动态蠕变阶段，由于浅部煤体应力增加速度较大，这部分煤体在较短时间内屈服破坏，使集中应力向深部传播而卸压进入松弛状态；在蠕变阶段中，受采动影响，煤体在稳定的大于长时强度外载荷作用下，煤体内微裂隙继续扩展并在局部区域内贯通，形成剪切滑移面，一般情况下，滑移面方向沿最大剪应力方向，其宏观表现为顶底板相对移近量随时间增富含瓦斯的煤体在强大的地应力作用下可以显示出明显的蠕动和位移。例如在四川南桐矿务局直属一井四号层中发生的5000t大突出的孔洞周围150m处回采时，工作面上就发现煤体有明显位移的痕迹。

2.2 瓦斯在煤层的流动规律

瓦斯在煤层中的运动通称为瓦斯流动。一般情况下，由于瓦斯是以承压状态存在于煤层中；当回采、掘进、打钻等开采工作破坏了煤层中原有的瓦斯压力平衡后，便会使瓦斯产生由高压处向低压处的流动。目前认为，煤层瓦斯流动是一个复杂的运动过程，它与介质的结构和瓦斯赋存形式密切相关。由于煤体属多孔裂隙性介质，所以煤层瓦斯流动可以看作是气体在多孔介质中的流动。

2.2.1 瓦斯在煤层中流动的基本规律

煤体是由孔隙—裂隙组成的多孔介质。目前，一般认为，在裂隙系统中，煤层瓦斯的流动多属于层流运动，而在孔隙结构的微孔中，则是扩散运动。因此，根据煤体中孔隙分布和煤层中存在的裂隙系统，可以认为，瓦斯在煤层中的流动，主要是扩散运动和层流渗透运动。

1) 扩散运动

扩散是分子的自由运动使得物质由高浓度体系运移到低浓度体系的浓度平衡过程。而扩散规律则正是研究扩散流体的速度和这种流体的浓度梯度之间的联系。煤是一种多孔介质，根据国外许多研究者的研究表明，当瓦斯流动的孔隙直径很小（一般认为<1μm），气体分子不能自由运动时，瓦斯的质量流将与瓦斯密度梯度成正比，符合扩散即菲克（Fick）定律：

$$J = -D\frac{\partial X}{\partial n} \tag{2-1}$$

式中：

J——扩散速度，$m^3/(m^2 \cdot d)$；

X——煤体瓦斯含量，m^3/m^3；

D——煤体瓦斯扩散系数，m^2/d。

2) 层流运动

瓦斯在中孔（>1μm）以上的孔隙或裂隙内的运移,可能有两种形式：层流与紊流；而层流通常又可分为线性渗透与非线性渗透。

当瓦斯在煤层中的流动为线性渗透时，即瓦斯的流速与煤层中的瓦斯压力梯度成正比时，呈线性规律，符合达西（Darcy）定律：

$$u = -\frac{K}{\mu}\frac{dp}{dx} = -\lambda\frac{dp}{dx} \tag{2-2}$$

式中：

u——流速，m/s；

K——多孔介质的渗透率，m^2；

μ——流体的动力粘度，Pa.s；

dp——在 dx 长度内的压差，Pa；

dx——和流体流动方向一致的极小长度，m。

瓦斯在煤层中主要以吸附和游离两种状态存在，在只考虑游离瓦斯时，根据 B.B 霍多特对煤层孔隙结构的研究和卡尔洪关于气体渗流的研究结果，瓦斯在煤层中的流动应符合达西定律。卡尔洪和约斯特（Galhoun and Yuster,1946）总结了些事实，认为当孔隙直径与气体分子平均自由程大小差不多或比它小时，达西定律就失效。根据计算，在瓦斯压力为 0.1~5.0Mpa 范围内，甲烷分子直径为 4.14×10^{-10}m,其平均自由程为 $1.0\sim5.2\times10^{-4}$m。因此，除在一些直径小于 10^{-7}cm 的微孔内，瓦斯在煤层中的流动应符合达西定律。

在考虑煤层孔隙壁面的吸附瓦斯时，根据一些研究者的结果，这部分瓦斯会产生所谓的“滑流现象”（气体分子沿孔隙壁面发生滑动），使其渗透率明显地依赖于气体压力，但当流动气体的压力足够大时，“滑流现象”可以忽略，从而仍可使用适西定律，但这时的渗透率实质上相当于等效渗透率。

2.2.2 煤层瓦斯流动的基本参数

1）煤层瓦斯压力

煤层瓦斯压力是煤层孔隙内气体分子自由热运动撞击所产生的作用力，它在某一点上各向大小相等，方向与孔隙壁垂直。

煤层瓦斯压力是决定煤层含量多少、瓦斯流动动力高低以及瓦斯动力现象的潜能大小的基本参数，在研究与评价瓦斯储量、瓦斯涌出、瓦斯流动、瓦斯抽放与瓦斯突出问题中，掌握准确可靠的瓦斯压力数据最为重要。

根据国内外在瓦斯煤层大量的测定结果，在甲烷带内，煤层的瓦斯压力随深度的增加而增加，多数煤层呈线性增加，瓦斯压力梯度随地质条件而异，在地质条件相近的块段内相同深度的同一煤层具有大体相同的瓦斯压力，因此，可以按下式预测深部煤层的瓦斯压力：

$$p=p'+C(H-H') \tag{2-3}$$

式中：

p——甲烷带内深度为 H(m)煤层压力，Mpa；

p'——甲烷带内深度为 H'(m)已知的煤层瓦斯压力，MPa；

C——瓦斯压力梯度，MPa/m，一般变化范围为 0.01±0.005。

淮南矿区 B_{11}、$C_{13\text{-}1}$煤层瓦斯压力测量数值统计结果如图 2-2 所示。

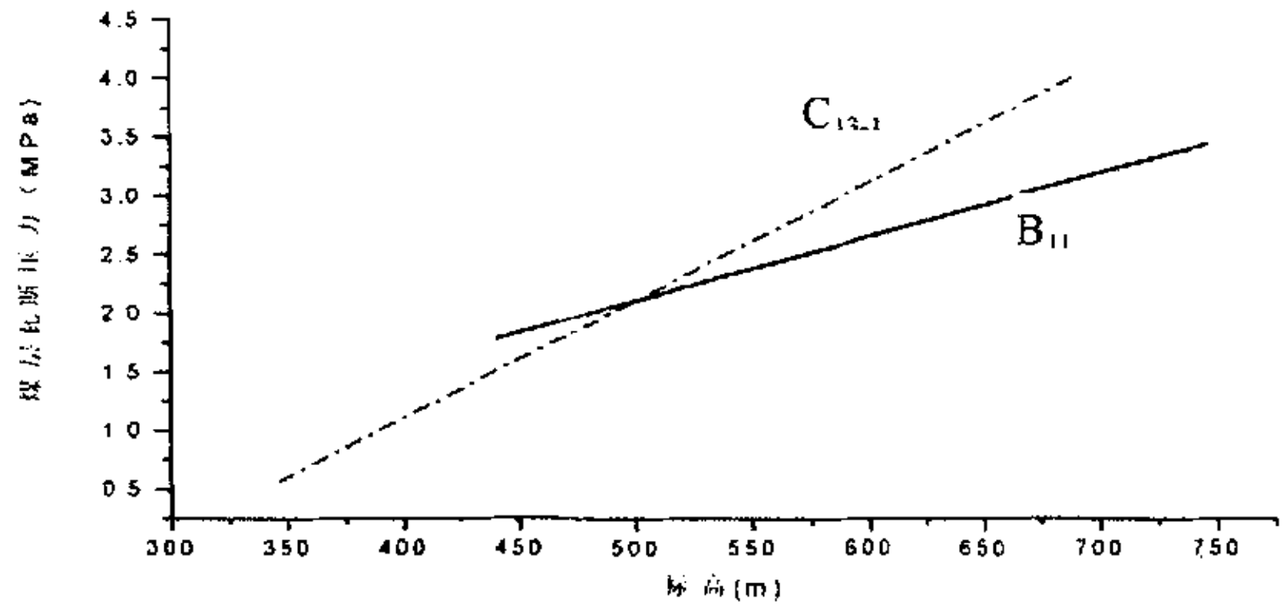


图 2—2 淮南矿区 B_{11}、$C_{13\text{-}1}$煤层瓦斯压力与埋藏深度的关系

2）煤层瓦斯含量

煤层瓦斯含量是指煤层或岩层在自然条件下单位重量或单位体积所含的瓦斯量，一般用 m^3/t 或 m^3/m^3 表示。而瓦斯含量包括游离瓦斯和吸附瓦斯两部分。

瓦斯含量的间接测定方法通常用的室内容量法。它是将采取的未经氧化的新鲜煤样装在铁罐或玻璃容器中，盖紧密封送至实验室，破碎成 0.2~0.25mm 粒度，在恒温 60℃、水银柱压力 10^{-2}~10^{-5}mm 的真空条件下，进行长时间的抽气，然后在低压 0~800mm 水银柱或高压 0.1~5Mpa,温度 0~40℃条件下进行吸附（吸附气体为甲烷），最后换算成在标准压力下每克煤中的吸附瓦斯量。

吸附作用随着瓦斯压力的增长率增加而增加，随着温度的升高而降低。因此，各因素的改变都会导致吸附值的变化。煤与瓦斯间的吸附作用符合格缪尔方程，并可求得吸附常数 a 和 b。

只要在实验室做出吸附数据，并根据井下煤层的实测瓦斯压力、煤的物理力学性质，采用一系列校正系数即可计算出煤层吸附瓦斯含量和游离瓦斯含量。如果所测瓦斯压力接近实际压力，校正系数适当，那么计算的瓦斯含量可视为煤层的瓦斯含量。

瓦斯含量分为游离瓦斯含量和吸附瓦斯含量。其计算式为：

$$X = \frac{VpT_0}{Tp_0\xi} + \frac{abp}{1+bp}e^{n(t_0-t)} \bullet \frac{1}{1+0.31W} \bullet \frac{100-A-W}{100} \tag{2-4}$$

式中：V——单位体积煤体的孔隙容积，m^3/m^3；

n——煤层孔隙率，m^3/m^3；

p——煤层瓦斯压力，MPa；

p_0、T_0——标准状态下，大气压（为 0.101325MPa）和绝对温度（273K）

ξ——瓦斯压缩系数；

a——煤的最大吸附瓦斯量，m^3/t；

b——吸附常数；

γ——煤的容重，t/m^3；

W、A——煤水分、灰分，%；

t——煤层温度，℃。

3）煤层透气系数

煤层透气系数是煤层瓦斯流动难易的标志，也是衡量煤与瓦斯突出危险性及瓦斯抽放可行性的重要参数。

其计算公式为：

$$\mathrm{Y} = \mathrm{A} \cdot \mathrm{F}_0^{\mathrm{B}} \tag{2-5}$$

式中：Y——流量准数，无因次；

F_0——时间准数，无因次；

A、B——系数；

$$Y = \frac{qr_1}{\lambda(p_0^2 - p_1^2)}, \quad F_0 = \frac{4\lambda P_0^{1.5} t}{\alpha r_1^2} \tag{2-6}$$

式中：p_0——煤层原始瓦斯压力，Mpa；

p_1——钻孔中瓦斯排放时压力，一般为 0.1Mpa；

r_1——钻孔半径，m；

α——瓦斯含量系数，$m^3/(m^3 \cdot MPa^{\frac{1}{2}})$；

q——在排放时间 t 内，钻孔单位暴露面积上的瓦斯流量，$m^3/(m^2 \cdot d), q = q_0/(\alpha \pi_1 m)$ ；

q_0——在排放时间 t 内，钻孔平均瓦斯流量，m^3/d；

m——煤层厚度，m；

λ——透气系数，$m^2/(MPa^2 \cdot d)$。

t——钻孔开始发生瓦斯流动，到测量 q_0 时的总时间，d。

由于流量准数随时间准数而变化，难以用一个简单公式表达，故采用分段表示法，参见以下表 2-2。

表 2-2 煤层透气性系数计算公式

流量准则	F_0	λ 计算公式	A	B
$Y = A \cdot F_0^B$ $F_0 = B \cdot \lambda$	10^{-2}~1	$\lambda = A^{1.61} B^{\frac{1}{1.64}}$	$A = \frac{qr_1}{p_0^2 - p_1^2}$	$B = \frac{4tp_0^{1.5}}{\alpha r_0^2}$
	1~10	$\lambda = A^{1.39} B^{\frac{1}{2.56}}$		
	10~10^2	$\lambda = 1.1A^{1.25} B^{\frac{1}{4}}$		
	10^2~10^3	$\lambda = 1.83A^{1.14} B^{\frac{1}{7.3}}$		
	10^3~10^5	$\lambda = 2.1A^{1.11} B^{\frac{1}{9}}$		
	10^5~10^7	$\lambda = 3.14A^{1.07} B^{\frac{1}{14.4}}$		

根据新庄孜煤矿高突煤层抽放瓦斯钻孔有效半径的研究的结果：分别对 B11b 煤层在-560m 石门和-620mB8 石门以及 C13 煤层石门进了透气性系数测定。其测定结果如下：

B_{11b} 煤层：透气性系数 λ =0.0481~0.0654 $m^2/(MPa^2 \cdot d)$；

B_8 煤层：透气性系数 λ =0.0387~0.0448 $m^2/(MPa^2 \cdot d)$；

C_{13} 煤层：透气性系数 λ =0.052 $m^2/(MPa^2 \cdot d)$

出煤层透气性系数测定结果可以看出，新庄孜煤矿突出煤层透气性数

在 0.0387~0.0654 $m^2/(MPa^2 \cdot d)$ 之间，属于较难抽放煤层。

由上述方法确定的透气系数，一般为煤层原始透气系数。由于在煤体中打钻、开掘巷道等影响，使得靠近钻孔及巷道边缘煤体的透气系数大大高于原始透气系数。这样一来，如果按等透气系数进行解算，所得结果可能和实际有所差异。为了改变这种状况，采用变透气性系数解算钻孔瓦斯流场流动方程应更为合理。

变透气系数的确定方法是，假定钻孔或巷道影响范围以外煤体为原始透气系数，而影响范围以内煤体的透气系数按负指数规律变化，其变化规律如图 2-3 所示。

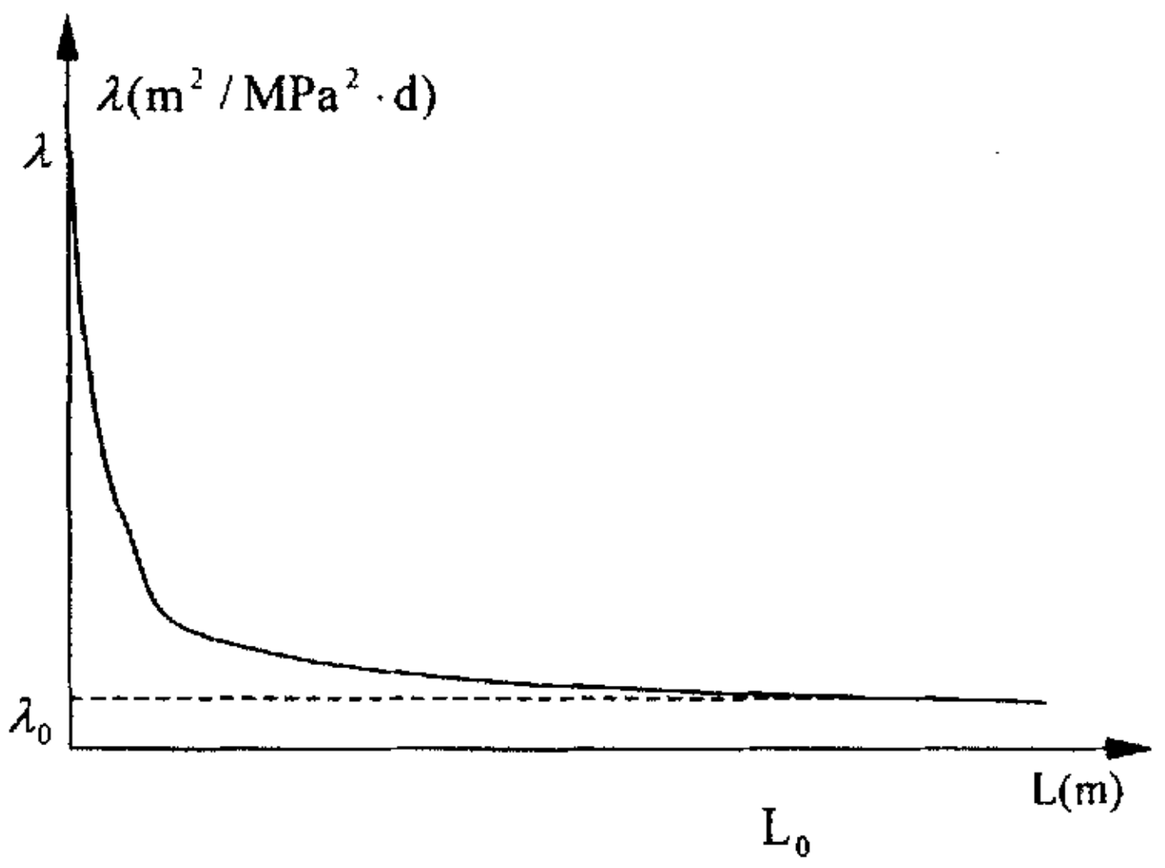


图 2-3 煤壁附近煤体透气系数的变化

计算公式为：

$$\left.\begin{aligned} \lambda &= \lambda' e^{-Ax}, 0 \le x \le L_0 \\ \lambda &= \lambda_0, x \ge L_0 \end{aligned}\right\} \tag{2-7}$$

式中：λ'——煤壁暴露面处的透气系数；

λ_0——煤层原始透气系数；

A——系数。

λ'一般由模拟方法确定，即首先假定λ'代入方程进行解算，把解算结果和实测结果对比，从而确定符合实际要求的λ'值。

2.3 煤层巷道煤壁瓦斯渗流规律的研究

在煤层群开采的过程中，邻近层瓦斯涌出是造成工作面瓦斯超限的主要原因之一。为了解决工作面瓦斯超限，新庄孜煤矿采用顶板高抽巷抽放邻近层瓦斯，是常用的方法，并取得了较好的抽放效果。采用煤层巷道抽放时，巷道煤壁表面瓦斯压力低于煤体压力，从而在煤壁内形成瓦斯压力梯度场，发生瓦斯渗流。研究煤壁内瓦斯渗流规律，和大断面巷道充填支护是研究实现大断面煤层巷道充填支护全负压通风的基础。

2.3.1 基本假设

卸压带内的煤层，是一种由宏观裂隙和微观孔隙组成的双重多孔介质。煤层瓦斯以游离态和吸附态存在于宏观裂隙和微观孔隙中，煤层卸压后，瓦斯沿孔隙和裂隙渗流。煤层瓦斯流动过程是一种受多种因素影响的、十分复杂的渗流过程。为了突出研究重点，在满足精度的条件下，对煤层瓦斯渗流的动力学模型作如下假设：

(1)煤层中的原始瓦斯压力分布均匀，原始瓦斯压力为 p_0。

(2)煤层的单向透气性系数处处相等。

(3)煤层瓦斯在渗流过程中，温度保持不变，并服从理想气体状态方程。

(4)由于煤层瓦斯的渗流速度缓慢，可将其视为层流，并服从达西定律。

(5)由于煤层的透气性系数极低，瓦斯压力变化较缓慢，可以认为煤层吸附瓦斯的解吸与时间无关，吸附瓦斯含量按朗格缪尔方程计算。

2.3.2 巷道煤壁瓦斯渗流动力学模型[18]

运用达西定律、朗格缪尔方程、理想气体状态方程以及气体流动的连续性方程，建立煤层瓦斯单向渗流的动力学模型。

(1)瓦斯流动的连续性方程

瓦斯沿垂直于煤壁的方向流动，为一维半无限区域的平行渗流。见图 2-4，取宽度为 dy 的单位面积微元，瓦斯在渗流过程中

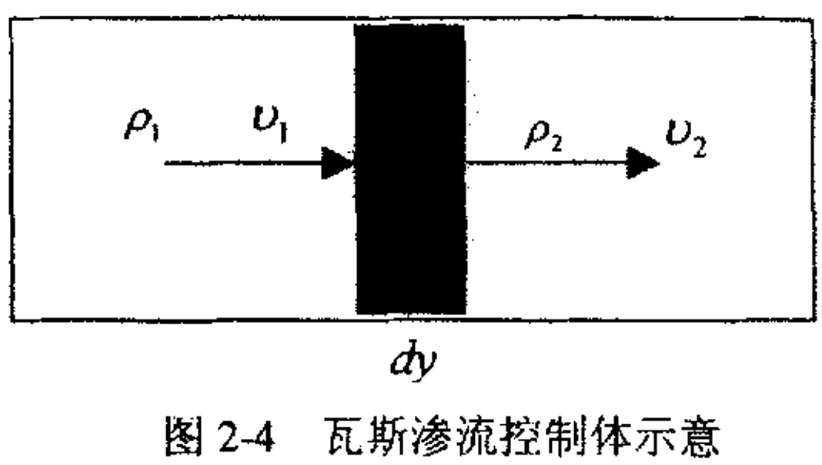


图 2-4 瓦斯渗流控制体示意

质量守恒，可得：

$$\rho_1 \upsilon_1 - \rho_2 \upsilon_2 = \frac{\partial w}{\partial t} \bullet dy \tag{2-8}$$

式中：ρ_1、ρ_2——瓦斯的密度，kg/m^3；

υ_1、υ_2——瓦斯渗流速度，m/min；

w——煤层单位何种的瓦斯含量，kg/m^3；

t——时间，min。

式（2-8）即为煤层瓦斯渗流的连续性方程。

(2)瓦斯运动方程

煤层透气性系数很低，瓦斯流速很小，属于层流运动，瓦斯渗流符合达西定律：

$$\upsilon = -\frac{k}{\mu} \bullet grad(p) = -\frac{k}{\mu} \bullet \frac{\partial p}{\partial y}, \tag{2-9}$$

式中：μ——瓦斯动力粘度系数，MPa·min；

k——煤层的渗透率，m^2；

p——瓦斯动力，Mpa。

(3)气体状态方程

在煤层瓦斯流动为等温过程的假设条件下，瓦斯的密度ρ，仅随压力而变化，并假定煤层瓦斯符合理想气体状态方程。因此，有：

$$\rho = \frac{\rho_n}{p_n} \bullet p \tag{2-10}$$

式中：ρ、ρ_n——瓦斯分别在压力p和标准大气压p_n时的密度，kg/m^3。

(4)煤层瓦斯含量方程

煤层中存在孔隙和裂隙，瓦斯以吸附状态和游离状态存在，煤层瓦斯含量由吸附瓦斯和游离瓦斯组成：

$$w = \left[\frac{abp\rho_{煤}}{(1+bp)} \bullet k_{ad}\right] \bullet \rho + n\rho, \tag{2-11}$$

式中：w——煤层单位何种煤的瓦斯含量，kg/m^3，

a——吸附常数，单位体积的煤在温度下的极限吸附量，m^3/t；

b——吸附常数，取决于温度和煤的吸附性能，MPa^{-1}；

k_{ad}——修正系数，$k_{ad}=(100-M_{ad}-A_{ad})/100$，$M_{ad}$为吨煤中分析水分的含量，$A_{ad}$为吨煤中分析灰分的含量；

n——煤的孔隙度，m^3/m^3。

(5) 煤层瓦斯渗流的动力学模型

由（2-8）、（2-9）、（2-10）、（2-11）式合并并整理，得到煤层瓦斯渗流的控制方程式：

$$\frac{\partial p}{\partial t}=s(p)\frac{\partial^2 p^2}{\partial y^2} \tag{2-12}$$

$$s(p)=\frac{2p_n p\lambda}{n+\dfrac{ab\rho_{煤}k_{ad}(2+bp)}{(1+bp)^2}} \tag{2-11}$$

式中：λ——煤层的透气性系数，$\lambda=k/2\mu p_n$，$m^2/(Pa^2\cdot s)$

由（2-12）、（2-13）式的数学形式可知，瓦斯渗流控制方程为二阶变系数非线性偏微分方程，无法求其解析解。为了求其解析解，将（2-12）式进行线性化处理，根据 P．M．克里钦夫斯基近似法，将式中变系数$s(p)$项代换为常数$s(p_0)$。由于煤层的透气性较差，瓦斯压力的变化缓慢，这种简化处理是可行的，此时，（2-13）式变为：

$$s=s(p_0)=\frac{2p_n p_0\lambda}{n+\dfrac{ab\rho_{煤}k_{ad}(2+bp_0)}{(1+bp_0)^2}} \tag{2-14}$$

渗流方程的初值条件为：当$t=0$，时，$p=p_0$；边值条件为：当$y=0$时，$p=p_1$，其中p_1为煤壁表面的瓦斯压力（MPa）。因此，瓦斯渗流方程的定解问题为：

$$\begin{cases} \dfrac{\partial p^2}{\partial t} = s\dfrac{\partial^2 p^2}{\partial y^2}(t>0,\text{且}y>0) \\ p^2(y,t)\big|_{t=0} = p_0{}^2(y>0) \\ p^2(y,t)\big|_{t=0} = p_1{}^2(t>0) \end{cases} \tag{2-15}$$

2.3.3 煤壁的瓦斯渗流速度

(1)瓦斯渗流方程的解析解

对（2-15）式，采用傅立叶（Fourier）变换法求其解析解。通过对（2-15）式进行边界齐次化，并作奇延拓，然后作 Fourier 变换和逆变换，求出其解析解为：

$$p^2(y,t) = p_1{}^2 + \frac{2(p_0{}^2 - p_1{}^2)}{\sqrt{\pi}} \bullet \int_0^{\frac{y}{2\sqrt{st}}} e^{-\xi^2} d\xi \tag{2-16}$$

式（2-16）即为煤层一维平行流场的瓦斯压力分布规律，由该公式可以推导出许多有用的关系式。

(2)煤壁瓦斯涌出速度

煤壁瓦斯涌出速度，即为当 $y=0$ 时的瓦斯渗流速度。

将（2-16）式两边分别对 y 求一阶偏导，并将 $y=0$， $p=p_1$ 代入得：

$$\frac{\partial p}{\partial y}\Big|_{y=0} = \frac{(p_0{}^2 - p_1{}^2)}{2p_1\sqrt{\pi s t}}$$

所以由（2-9）式得：

$$v\big|_{y=0} = -\frac{k}{\mu} \bullet \frac{(p_0{}^2 - p_1{}^2)}{2p_1\sqrt{\pi s t}} \tag{2-17}$$

式中“-”表示 v 与瓦斯压力梯度的方向相反。

由（2-17）式看出，瓦斯的渗流速度是煤壁表面瓦斯压力 p_1 和时间 t 的函数。当抽放负压变化时，煤壁表面瓦斯压力将随之改变，从而煤壁瓦斯涌出速度发生改变。

关于煤巷周围煤体瓦斯渗透流的理论研究，国内外进行了大量的工作，其中包括建立数学物理模型，模型处理，数值分析与计算，但总体

上讲，由于煤体瓦斯渗流的影响因素多，往往理论计算与实际测定有一定的差距。

3 大断面煤巷掘进瓦斯灾害治理试验研究

淮南矿业（集团）有限责任公司新庄孜煤矿是一座已有 50 多年开采历史的大型高瓦斯突出矿井。矿井开采多组煤层群，在 B 组煤开采过程中采用组内联合布置方式，首采无突出危险的 B8 煤层，再依次开采 B7、B6 和 B4 煤层。这种大剥皮式的开采方法对 B6、B4 突出煤层起到了有效的卸压保护作用，但随着采掘工作面向深部延伸，煤层瓦斯压力和瓦斯含量越来越大，治理瓦斯的难度也越来越大。特别是高瓦斯煤层巷道掘进中的通风、瓦斯问题是矿井生产中的一大难题。为此，本文开展了大断面煤巷掘进瓦斯治理灾害试验研究。

3.1 矿井及试验区基本情况

淮南矿区新庄孜煤矿开采石炭二迭系煤层群，含煤 35～42 层。自下而上分为 A、B、C、D、E 五个煤组。A1～A3 为 A 组煤，A1、A3 为可采煤层；B4～B11 为 B 组煤，主要开采 B4、B6、B7a、B7a、B7b、B8、B11b 共 7 层煤；C12～C19 为 C 组煤，主要开采 C13，C14 煤层，D、E 组煤因煤层薄，灰份含量较高，在矿井范围内未开采，主要由地方小煤矿开采。可采煤层总厚度为 31.9m，共 16 个可采煤层，煤层倾角为 12～54°，矿井的基本情况见表 3-1。

表 3-1 矿井基本情况

煤层赋存及开拓	通风及采掘	突出及矿井瓦斯
设计年产量 2.4Mt	矿井投产日期 1947 年 8 月	瓦斯灾害情况：共突出 19 次
实际年产量 1.8Mt	进风井 8 个，回风井 3 个	最大突出强度 647t
含煤层 35～42 个	总进风量 29868m^3/min	实测最大瓦斯压力 2.8MPa
可采煤层 16 个	总回风量 30677m^3/min	瓦斯含量 13.73m^3/t
可采煤层总厚度 31.9m	总回风瓦斯平均浓度 0.32%	1997 年瓦斯鉴定：
煤层倾角 12～54°	采煤工作面个数 8 个	矿井绝对量 100.64m^3/min

开采深度 -506m	岩巷工作面个数 16 个	矿井相对量 30.14m³/t.d
开拓深度 -812m	煤巷工作面个数 19 个	瓦斯来源：
开拓方法：主斜井、	开采方法：走向长壁倾斜	采煤 44.51m³/min
付斜井、集中运道、	分层全冒落法炮采	掘进 32.99m³/min
采区石门		采空区 23.14m³/min

矿井一、二水平采用主付斜井、采区石门、集中运道、分组联合布置的煤层群开采方式；三、四、五水平采用主斜井、付立井、采区石门、集中运道、分组联合布置的煤层群开采方式。通常情况下，A1 和 A3、B4～B8、B11b、C13 和 C14 分别为几个联合煤组开采。其中 B4、B6、B11b 和 C13 为突出危险煤层，其余煤层未发生过煤与瓦斯突出。

3.2 煤层赋存条件

部分可采煤层赋存条件见表 3－2，B 组煤地层柱状见图 3－1。

表 3－2 部分可采煤层赋存条件

煤层	层间距(m)	煤层厚度(m)	突出危险性	煤层结构及稳定性描述
C13	53.2~100 83.1	3.5~6.8 5.2	突出	煤层结构简单，赋存稳定。
B11b	约 75	2.5~4.8 3.5	突出	局部有夹矸，结构较简单，赋存较稳定。
B8	0~7 4.3	0.84~3.11 1.93	无	局部有夹矸，结构较简单，赋存基本稳定。
B7b	0.2~14.5 3.1	0~1.77 0.82	无	局部有夹矸，结构较简单，煤层较稳定，仅局部不可采。
B7a	5.2~20.45 12.37	0.78~3.2 2.0	无	结构复杂，多数地方有 0.2~5.45m 夹矸，部分地区分出 B7a 和 B7a 煤，属较稳定煤层，大部分区域可采。
B6	28.2~52.1 37.3	0.1~5.76 2.91	突出	结构复杂，含 1~2 层夹矸，属较稳定煤层，大部分区域可采。
B4		0.91~8.11 2.54	突出	结构复杂，含 1~2 层夹矸，属较稳煤厚达 3.5m 以上。

最大~最小 平均 (m)	岩性柱状	累厚(m)	名称	岩性描述
2.5~4.8 3.5		3.5	B11b 煤层	局部有夹夹矸，结构较简单，赋存较稳定。
1.0~3.5 2.2		5.7	灰色 泥岩	灰褐色泥岩，煤层接触处有薄层软泥岩。
73.1		78.8	泥、 砂岩	灰色泥岩，致密，很少植物化石碎片，局部夹中、细砂岩条带。
0.84~3.11 1.93		80.73	B8 煤层	局部有夹夹矸，结构较简单，赋存较稳定。
0.5~3.5 2.5		82.73	砂岩	灰色中粒砂岩，团块状结构，夹菱铁结核，局部为砂质泥岩。
0~4.0 1.8		84.53	砂质 泥岩	灰色砂质泥岩，水平层理发育，含植物化石碎片。
0~1.77 0.82		85.35	B7b 煤层	局部有夹夹矸，结构较简单，煤层较稳定。仅局部不可采。
0.2~14.5 3.1		88.45	灰色泥岩	灰色泥岩，微呈褐色，层理不清，含植物化石碎片
0.78~3.2 2.0		90.45	B7a 煤层	结构复杂，多数地方有夹矸，上部软，下部块状较硬。
0~2.0 1.9		92.35	泥岩	灰色浅灰色泥岩，层理清楚，含植物化石碎片。
3.2~5.4 5.1		97.45	泥岩	灰色泥岩，含大量植物化石，含砂质泥岩。
0.8~2.0 2.37		99.82	泥岩	灰色浅灰色泥岩，层理清楚，含植物化石碎片
0~4.0 3.0		102.82	炭质泥岩	灰色泥岩，含植物化石碎片裂隙较发育，易破碎，
0.1~5.76 2.91		105.73	B6 煤层	结构复杂，含 1~2 层夹矸，大部分区域可采。
0.4~3.0 2.5		108.23	泥岩	灰色泥岩，节理发育，含大量植物化石，含砂质泥岩。
13.1~34.6 27.5		135.73	中、细砂岩	灰色中、细粒砂岩，薄层状，层间夹云母片。
2.5~10.4 7.3		143.03	泥岩	裂隙较发育，易破碎，上部为炭质泥岩
0.19~8.11 2.54		145.48	B4 煤层	结构复杂，含 1~2 层夹矸，大部分区域可采，部分区域煤层厚度达 3.5m 以上。

3－1 B组煤层综合柱状图

3.3 煤层瓦斯情况

新庄孜煤矿为煤与瓦斯突出矿井，瓦斯灾害比较严重，表 3□为矿井测得的各煤层部分地点的瓦斯压力和含量数据。

由表 3—3 可知：C13 煤层实测最大瓦斯压力为 1.69MPa， 最大瓦斯含量为 10.27m³/t，B11b 煤层最大瓦斯压力为 3.0MPa，最大瓦斯含量 13.73m³/t，B6 煤层最大瓦斯压力为 2.78MPa，最大瓦斯含量为 14.33m³/t，B4 煤层最大瓦斯压力为 2.78MPa， 最大瓦斯含量为 12.07m³/t，A1 煤层最大瓦斯压力为 2.03MPa， 最大瓦斯含量为 10.74m³/t。

新庄孜煤矿近几年瓦斯等级鉴定情况见表 3-3。

表 3-3 新庄孜矿井瓦斯等级鉴定情况

年份情况,	计划年产量 (万吨)	实际年产量 (万吨)	鉴定月份实际产量 (t)	瓦斯涌出量 绝对量 (m³/min)	瓦斯涌出量 相对量 (m³/t)	回采面最大瓦斯涌出量 绝对量 (m³/min)	回采面最大瓦斯涌出量 相对量 (m³/t)	备注 采面数,分层开采开采深度等说明
1988	205	195	128140	54.35	18.37	2.20	13.85	采面 13 个,开采深度-570m.
1989	195	196	172360	48.40	12.22	4.70	10.92	采面 12 个,开采深度-570m.
1990	200	202	164618	45.17	12.01	2.67	5.92	采面 12 个,开采深度-570m.
1991	200	191	163961	72.04	18.73	8.75	17.90	采面 11 个,开采深度-570m.
1992	205	205	174630	72.56	18.67	19.10	50.02	采面 11 个,开采深度-570m.
1993	215	215	206014	96.97	20.33	9.78	13.57	采面 11 个,开采深度-570m.
1994	225	225	199530	106.04	22.96	14.60	20.04	采面 11 个,开采深度-570m.
1995	240	240	187127	110.04	22.36	14.24	33.02	采面 11 个,开采深度-570m.
1996	212	186.4	171210	107.12	27.51	9.10	21.66	采面 7-11 个,开采深度-570m.
1997	190	160.8	128752	100.12	30.14	15.82	47.58	采面 6-9 个,开采深度-570m.
1998	190	170	151500	107.40	31.38	15.93	18.07	采面 6 个， 开采深度-570m
1999	190	175	136890	109.06	34.43	8.09	38.99	采面 7 个， 开采深度-570m
2000	175	170	191040	107.33	24.26	16.85	17.26	采面 5 个， 开采深度-570m

新庄孜煤矿自 1972 年 10 月以来，在 C13、B11b、B6 和 B4 煤层共发生 19 次煤与瓦斯突出。表 3-3 是各煤层突出情况。

出表 3-3 可以看出，从 1994 年后， 矿井煤炭产量并无明显增加，而绝对瓦斯涌出量都超过 100m³/min，相对瓦斯涌出量都超过 22m³/t.d， 显然进入深部开采，瓦斯涌出量将愈来愈大。

新庄孜煤矿自 1972 年 10 月以来，在 C13、B11b、B6 和 B4 煤层共发生 19 次煤与瓦斯突出。表 3-4 是各煤层突出情况。

表 3-4 各煤层突出情况统计表

煤层	突出次数	最大突出强度(t)	占总次数的百分比（%）
C13	3	20	15.79
B11b	4	300	21.05
B6	3	647	15.79
B4	9	241	47.37

由表 3-4 知：C13 煤层为弱突出煤层，B11b 和 B4 为中等强度的突出煤层，B6 为强突出煤层，而 B4 煤层又是突出次数最多的煤层，因此，矿井防治突出的重点工作应放在 B11b、B6 和 B4 煤层。表 3-5 为煤层瓦斯压力与含量测试结果。

表 3-5 煤层瓦斯压力及含量数据表

区段	标高	C_{13} 压力(MPa)	C_{13} 含量(m^3/t)	B_{11b} 压力(MPa)	B_{11b} 含量(m^3/t)	B_9~B_6 压力(MPa)	B_8 含量(m^3/t)	B_7 含量(m^3/t)	B_6 含量(m^3/t)	B_4 压力(MPa)	B_4 含量(m^3/t)	A_1 压力(MPa)	A_1 含量(m^3/t)
	-185	0.21	2.43	0.22	2.62								
F_{11-9}	-235	0.36	3.80	0.39	4.21	0.20	1.79						
	-295	0.54	5.61	0.59	5.73	0.37	3.04			0.23	2.22		
~F_{10-5}	-370	0.76	6.45	0.85	7.32	0.58	4.33			0.41	3.58	0.30	3.48
	-441	0.97	7.55	1.09	8.51	0.77	5.32			0.61	4.82	0.49	5.03
以南	-508	1.17	8.40	1.32	9.46	0.96	6.18			0.79	5.76	0.69	6.32
	-577	1.38	9.17	1.55	10.29	1.16	6.96			0.99	6.67	0.88	7.32
	-214	0.24	2.84	0.33	3.04	0.10	2.03	2.29	2.28	0.19	2.78		

F_{11}	-260	0.42	4.42	0.64	5.12	0.50	3.88	5.10	5.10	0.50	5.91
	-293	0.55	5.38	0.86	6.30	0.70	5.08	6.58	6.59	0.71	7.34
~F_{10}	-330	0.70	6.32	1.12	7.46	0.96	6.28	8.03	8.06	0.96	8.80
	-380	0.90	7.39	1.44	8.66	1.29	7.60	9.58	9.62	1.20	10.32
	-428	1.09	8.24	1.76	9.65	1.60	8.63	10.76	10.82	1.60	11.40
	-475	1.28	8.97	2.08	10.50	1.92	9.54	11.76	11.85	1.92	12.32
F_6~F_7	-525	1.48	9.65	2.41	11.26	2.25	10.36	12.68	12.77	2.25	13.11
	-578	1.69	10.27	2.77	11.99	2.59	11.16	13.48	13.58	2.50	13.80
	-133			0.40	4.00	0.61	7.78	5.57	5.45	0.61	4.51
	-203	0.21	2.29	0.82	7.10	0.96	9.78	7.38	7.64	0.96	6.35	0.21	2.39
F_6~F_7	-273	0.38	3.72	1.24	9.10	1.31	11.40	8.73	9.41	1.31	7.85	0.56	5.17
以北	-350	0.58	5.12	1.70	10.73	1.71	12.25	9.89	11.03	1.71	9.23	0.95	7.20
	-432	0.86	6.69	2.19	12.96	2.11	13.16	10.86	12.45	2.11	10.45	1.36	8.89
	-499	1.19	8.13	2.59	12.95	2.44	13.75	11.52	13.45	2.44	11.29	1.69	9.89
	-567	1.58	9.30	3.00	13.73	2.78	14.30	12.11	14.33	2.78	12.07	2.03	10.74

注：共采集煤样 65 个，按平均值计算数据。

3.4 试验区情况

3.4.1 瓦斯基本情况

新庄孜矿属于煤与瓦斯突出矿井，C_{13}、B_{11b}、B_4 和六采区的 B_6 等主采煤层，先后共发生大、中、小型瓦斯突出共 15 起，其中 2002 年 11 月 25 日夜班发生在 $521\bar{3}$ 掘进工作面的煤与瓦斯突出较大，涌出瓦斯约 6 万立方米，喷出煤粉约 1114t。矿井瓦斯来源主要是 B_6、B_8、B_{11b}、$C_{13\text{-}1}$ 煤层。2000 年~2002 年间，新庄孜矿瓦斯基本情况见表 3-6。

表 3-6 新庄孜矿瓦斯基本情况表

年度	煤炭产量	绝对瓦斯涌出量	相对瓦斯涌出量
	万 t	$m^3 \cdot min^{-1}$	$m^3 \cdot t^{-1}$
1999	175	109.06	34.43
2000	208	107.33	24.26
2001	228.9	110.89	27.15
2002	235	97.93	20.31

（1） 煤层瓦斯压力

C_{13}煤层原始瓦斯压力为 3.2Mpa。

（2）瓦斯来源分析

矿井瓦斯涌出量按其来源分为掘进、采煤、采空区及老空区等。2002 年新庄孜矿瓦斯来源的统计分析结果见表 3-7。

表 3-7 新庄孜矿瓦斯来源分析表（2002 年 10 月统计资料）

系统	旬别	总瓦斯涌出量 $m^3 \cdot min^{-1}$	采煤 涌出量 $m^3 \cdot min^{-1}$	采煤 占比例 %	掘进 涌出量 $m^3 \cdot min^{-1}$	掘进 占比例 %	其它 涌出量 $m^3 \cdot min^{-1}$	其它 占比例 %
大二号	上	15.42	6.35	41	5.58	36	3.49	23
	中	14.74	6.00	41	5.18	35	3.56	24
	下	15.06	6.01	40	5.18	34	3.87	26
	平均	15.07	6.12	41	5.31	35	3.64	24.1
钱湖	上	33.57	2.98	8.9	15.56	46.4	15.03	44.7
	中	34.28	3.12	9.1	15.89	46.4	15.27	44.5
	下	33.86	2.97	8.8	15.67	46.3	15.22	44.9
	平均	33.9	3.02	8.9	15.71	46.3	15.17	44.8
毕五	上	49.15	20.05	41	17.22	35	11.88	24
	中	48.87	19.42	40	16.33	33	13.12	27
	下	48.85	19.18	39	16.02	33	13.65	28
	平均	48.96	19.55	40	16.52	34	12.88	26.3

根据上表可知，新庄孜矿在瓦斯来源上，三个系统各不相同：大二号风井系统的瓦斯涌出量大部分来自于采煤工作面和掘进工作面，小部分是来自于其它地方；钱湖风井系统掘进工作面和其它地方的瓦斯涌出量基本相同并占系统的绝大部分，各占总涌出量的大约二分之一；毕五风井系统

工作面的瓦斯来源占 40%，掘进工作面占 33.7%。

（3）矿井通风

矿井通风是新庄孜矿防治瓦斯灾害，保证生产安全和促进煤炭生产发展的一项基本措施。根据淮南矿区多年来的生产实践经验，对矿井瓦斯实行通风治理的主要措施是：加强矿井通风，搞好掘进工作面、采煤工作面主要生产环节的通风瓦斯治理。目前新庄孜矿有大二号、钱湖和毕五三个风井担负全矿井的通风任务，其风井的装备见表 3-8。

表 3-8 达式新庄孜矿主要通风机技术参数表（2002 年 12 月份月报）

风井名称	通风机型号	电机功率 KW	风量 $m^3 \cdot s^{-1}$	负压 Pa
大二号	2KE—No.32（N）	1250	139	3110
钱湖	2K60—No.28（N）	800	126.75	2266
毕五	GAF28.2（S）	2000	244.8	3473

3.5 新庄孜矿实际应用与考察

3.5.1 5213掘进工作面概况

本次现场试验选在 5213掘进工作面，位于五水平，二采区，所采煤层为 C_{13} 煤；本工作面计划分二层开采，上层炮采，下层为放顶煤开采。施工段北起V~VI线北 75m，南至V~VI线南 200m，对应 C_{13} 煤底板巷道已施工完毕。本区地质构造比较简单，煤层赋存条件较好，无大的断层构造。地面位置位于淮河河床；地面标高为+15m~+18m；工作面标高为-540m。此掘进工作面走向长 275m。水文地质情况：主要充水因素为顶板砂岩裂隙水。瓦斯绝对涌出量为 2.7m^3/min；煤尘有爆炸危险性。煤的自然发火期为 3~6 个月；地温为 24 度。煤层总厚度为 5.8~7.5m，平均 6m；煤层倾角为 22~26 度，平均 24 度。煤层顶底板情况如表 3-9 示，煤层柱状图如图 3-2 所示。

表 3-9 煤层顶底板情况

煤层顶底板情况	顶底板名称	岩石名称	厚度（m）
	老顶	中粗石英砂岩	5
	直接顶	含砂泥岩	1~2
	直接底	泥岩	1.4

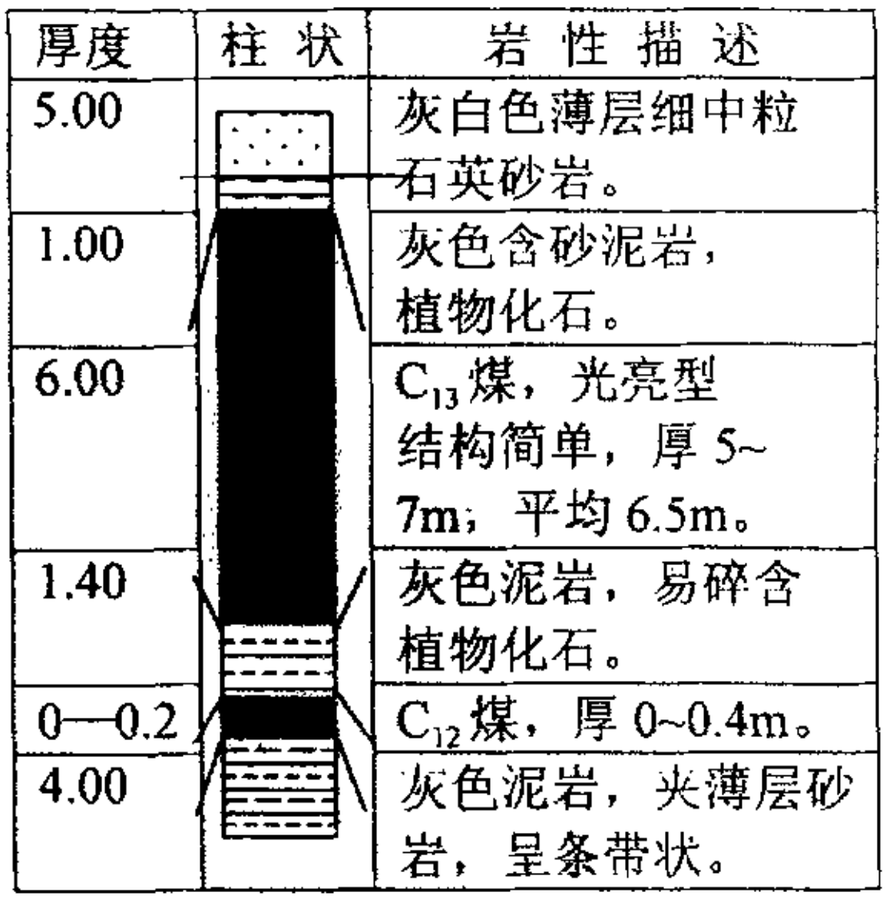


图 3-2 煤层柱状图

3.5.2 5213掘进工作面通风方式的选取

由于此掘进工作面在皮带机道附近施工，由此设想，在已形成全负压通风系统的巷道附近掘进时，能否采用全负压通风方式进行煤巷掘进，来提高掘进风流的稳定性。为了减少掘进头瓦斯积聚的机会，降低瓦斯爆炸事故的发生，根据通风网络与瓦斯防治理论、矿山压力与巷道支护理论，矿方分析了大断面煤巷掘进工作面全负压风排瓦斯技术应用的可行性。具体采用的是在采煤工作面的顺槽掘进时，采用大断面（24~26m^2）施工一次成巷技术，中间充填隔墙，形成双巷，上巷用于工作面的机巷，而下巷可用作下阶段的风巷，采用双巷掘进全负压通风，不仅风流稳定（没有了局扇设备故障问题），而且降低了掘进出煤成本，提高了工效，还对防治瓦斯问题有利。因此，可予以实施，即高瓦斯掘进工作面全负压通风综合防治瓦斯的方案[16]。巷道段面图如图 3-3 示。

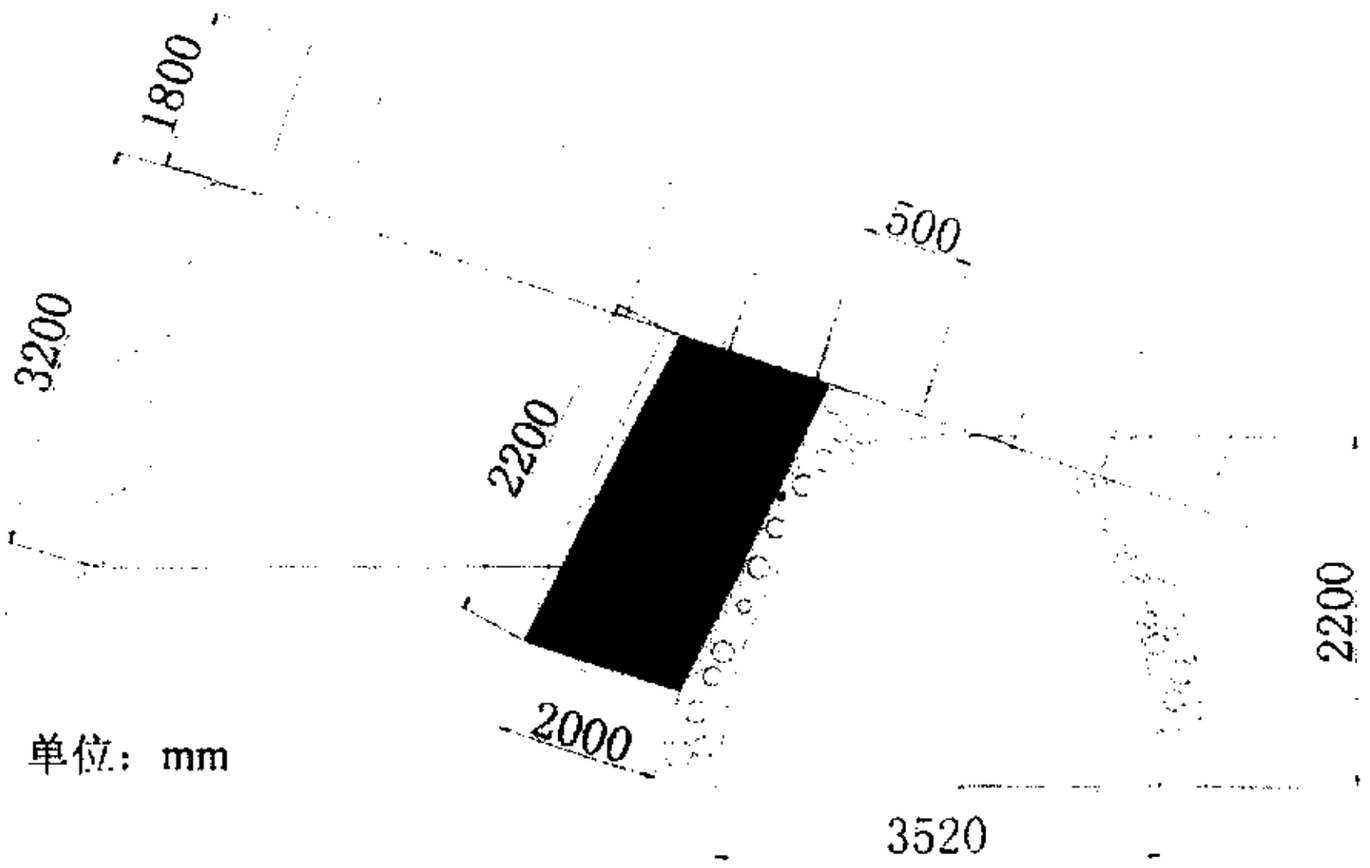


图 3-3 $521\bar{3}$掘进工作面段面图

此掘进工作面施工期间采用边抽边掘方式，另外，为回采做准备，在上巷沿煤层打顺层钻孔进行瓦斯抽放。

施工顺序安排：从 $521\bar{3}$工块段内的三道石门内顶区煤位继续向南采取大段面掘进。先掘下巷前 10 米用 3.4m 的 U 型棚支护（做皮带机机头），施工 10 米后改锚梁网支护，其下巷下邦净高 1.6m，净宽 3.5m，上邦栽 3.8m 长锚网腿。下巷先施工 25m 后停头掘进，迎头用抽排区 75mm 钻机打卸压钻，下巷打钻期间，改腿后刷上巷，上巷刷至下巷同距离后，上巷开始用钻机打泄压钻，上巷掘进（下巷必须泄压抽放完毕后）抽排打钻深度不少于 30m。上巷下邦净高 1.6m，净宽 3.5m，上邦打锚杆挂网。

3.6 计算机模拟分析[16]

3.6.1 边抽边掘抽放方式

边抽边掘瓦斯抽放在迎头用 75mm 煤电钻，型号为 MSZ—12 钻机打钻，抽放时间不少于 2 个原班。抽放负压为 50mm 水柱，瓦斯抽放管路为 4 寸管，移动泵站型号为 2BE—203，瓦斯最后排至总回风巷。掘进面布置图如图 3-4 示。

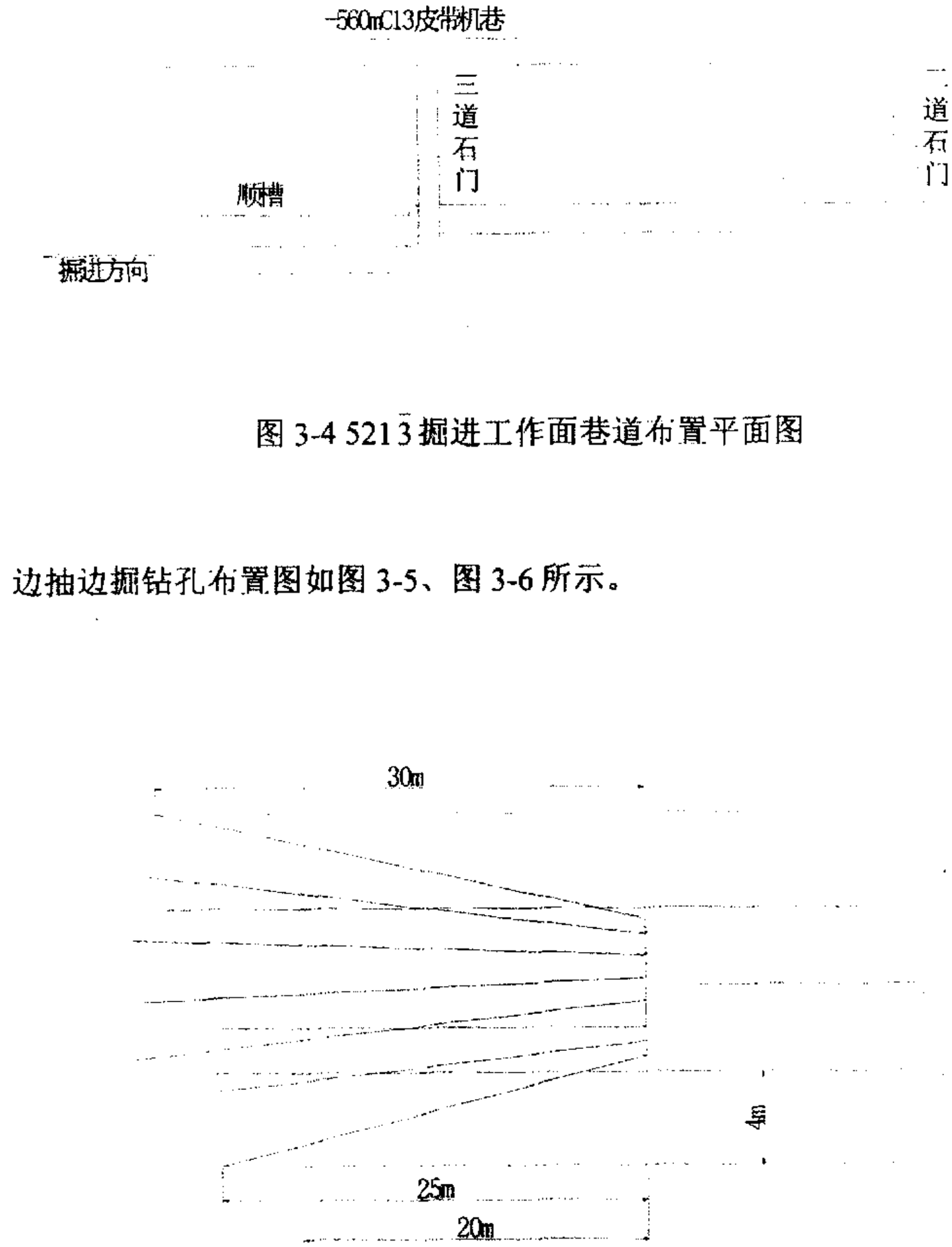


图 3-4 5213 掘进工作面巷道布置平面图

边抽边掘钻孔布置图如图 3-5、图 3-6 所示。

图 3-5 5213 掘进工作面钻孔布置平面图

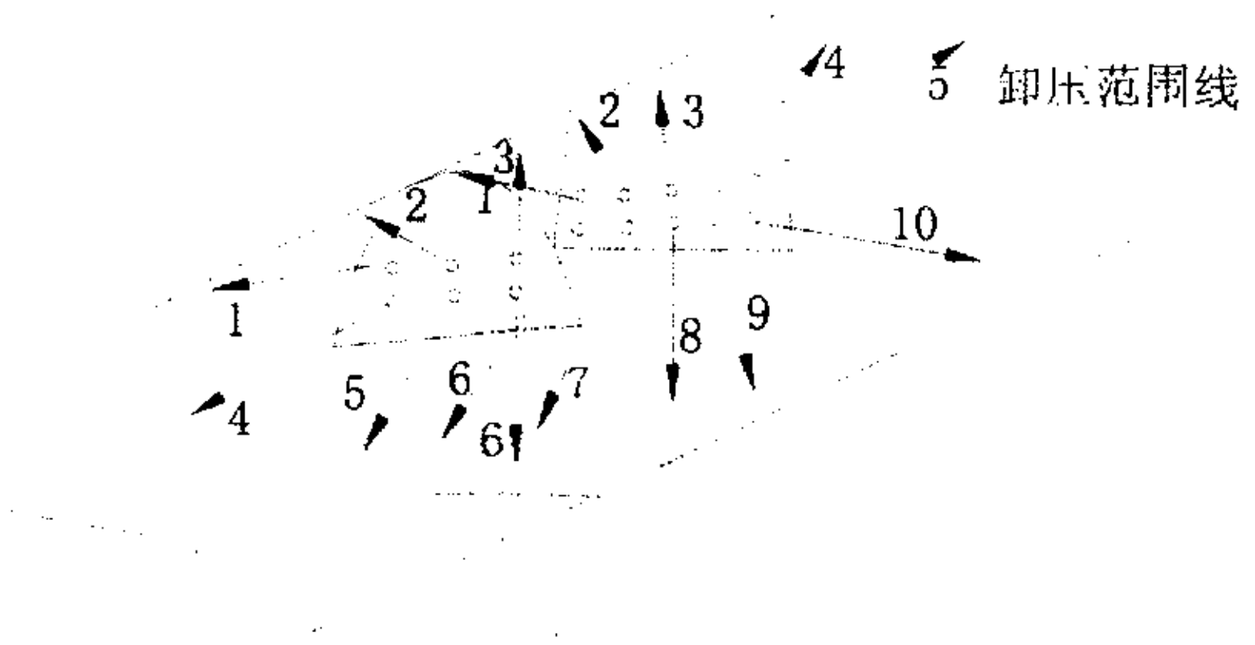


图 3-6 5213 掘进工作面钻孔布置剖面图

边抽边掘钻孔参数如下表 3-10 与表 3-11 所示。

（注：上巷钻孔先施工 6#、7#、3#）

表 3-10 下巷钻孔参数

孔号	与巷道中心线夹角（o）	仰角（o）	孔深（m）
1	左 4.5	1	25
2	左 3	2	25
3	右 0.5	4	25
4	左 5	-1	25
5	左 3	-1.5	25
6	右 0.5	-1.5	25

表 3-11 上巷钻孔参数

孔号	与巷道中心线夹角（o）	仰角（o）	孔深（m）
1	左 3.5	0.5	30
2	左 1.5	1.5	30
3	0	2	30
4	右 2	3	30
5	右 6	4	30
6	左 4.5	-3	30
7	左 3	-3	30
8	0	-2	30
9	右 2	-2	30
10	右 6	-0.5	30

3.6.2 边抽边掘抽放瓦斯钻孔参数的确定

针对 521$\bar{3}$掘进工作面 C_{13}煤（上巷），选择各项原始参数如下：

煤的灰分 W=19.5%，煤的容重 Rm=1.42（m^3/t）吸附常数 BB=1.224，，煤的最大吸附瓦斯量 AA=17.7786（m^3/t），煤的孔隙率 XK=0.38（%），煤的水分 SA=2.22%，钻孔间距之半 OR=0.35（m），钻孔长度 drilllenth=30（m），抽放时间 D=1（d），煤层原始瓦斯压力 P0=3.2（MPa），钻孔内瓦斯压力 P1=0.05（MPa），煤层原始透气性系数 F1 =0.05m^2 / (MPa^2 • d)~0.36 m^2 / (MPa^2 • d)，钻孔直径 R0=0.075（m）。

数据文件：MON=1，W=19.5，SA=2.22，RM=1.42，AA=17.7786，BB=1.224，XK=0.38，H=0.05，TAO=0.01，TA=1.5，OR=0.7，HR=0.5，P0=3.2，P1=0.05，F1=0.05，A1=0.05，B1=-15，XL1=0.4，R0=0.075，EE=0.1，由该软件解算出不同时刻瓦斯压力与钻孔距离的关系、抽放率比较图和瓦斯抽放量图（均为变透气系数）如下示。（下巷进行计算机模拟时，只需将钻孔长度设为 25 米即可。）

因抽放天数规定为 1 天，模拟软件需确定钻孔间距、抽放负压。瓦斯流场参考图（由于对称性，只取 1/4 图形）如图 3-7 示。

（1）钻孔间距的确定

为了确定合理的钻孔间距，应首先知道钻孔的有效抽放半径。钻孔的有效抽放半径是指在规定的抽放时间内钻孔抽放瓦斯的有效影响范围[11]。可根据不同抽放时间的影响距离和钻孔的不同瓦斯压力情况下的瓦斯抽放量确定抽放钻孔合理间距。从图 3-7 可知，有效抽放影响半径大约为 0.5 米，这与该巷道掘进过程中实测数据 0.5 米相符。而钻孔间距选择的合理性，对提高煤层的瓦斯抽放率是有作用的。由于每个钻孔在某一流动时间内都有自己控制的一个瓦斯流场，所以只有在流动场内相互不受干扰时增加钻孔密度，才能经济有效的提高煤层瓦斯抽放量。下图 3-8 给出了不同钻孔间距的抽放效果。最佳钻孔间距与钻孔流动场的控制范围有关。对于低透气性煤层，每个钻孔所控制的瓦斯流动场的范围是很小的，随着时间的增长，流动场的扩展范围也很小，在这种情况下，缩小钻孔间距对提高瓦斯抽放率效果较显著；而且当钻孔密度达到一定程度时，对煤层还能起到增加卸压作用。

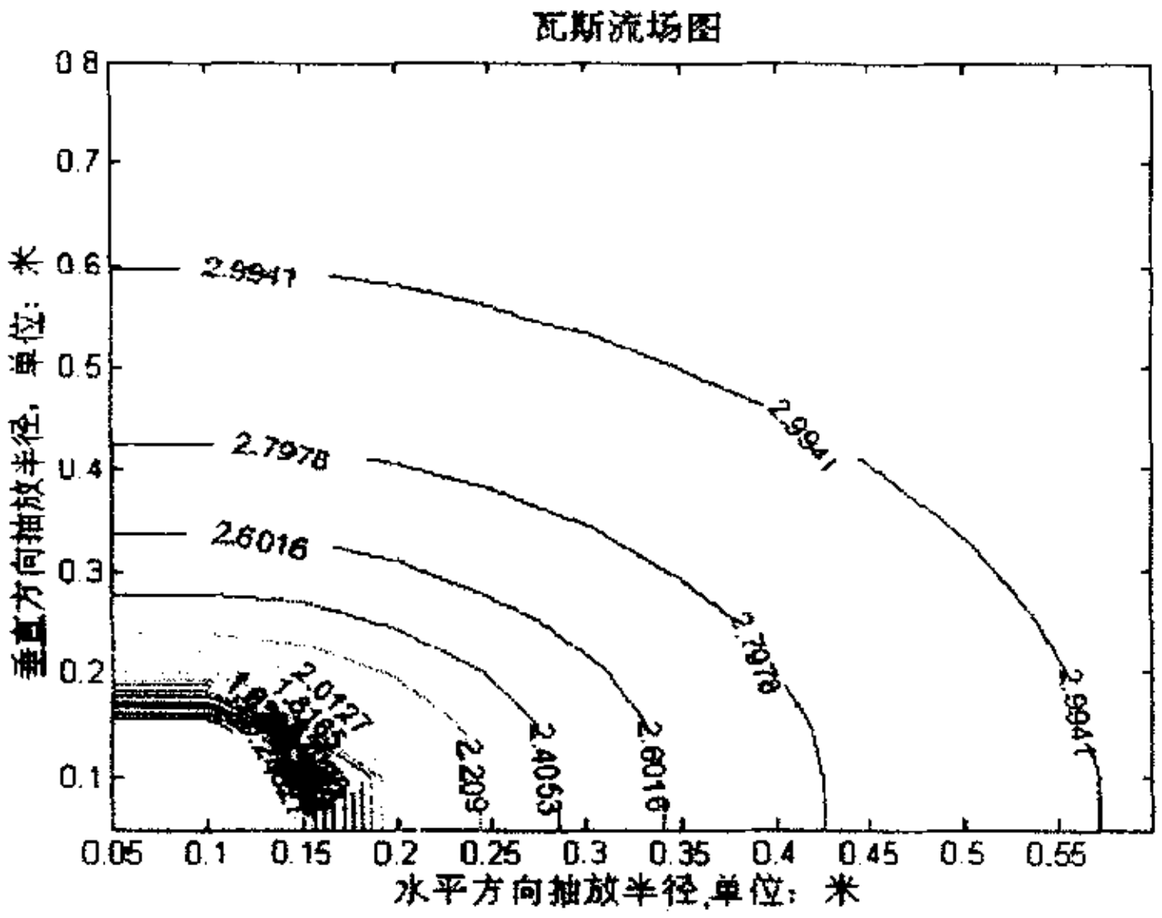


图 3-7 当抽放时间为 1 天时，钻孔间距选取参考图

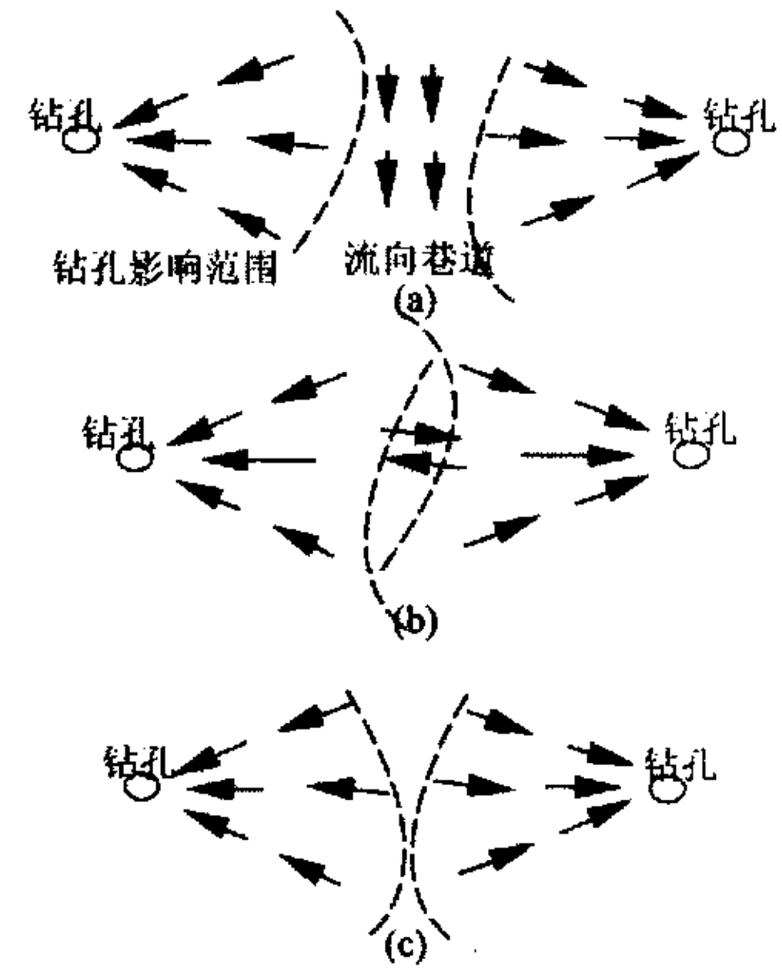


图 3-8 不同钻孔间距的抽放效果

a—钻孔间距太大，瓦斯流入巷道中；

b—钻孔太密、间距太小，每米钻孔瓦斯抽放量太小；

c—理想（最佳）的钻孔间距

为了确定合理的钻孔间距，分别对 0.7m 和 1m 的钻孔间距进行了瓦

斯流场与抽放率的模拟分析，如图 3-9、图 3-10、图 3-11 所示。从中可以看出，钻孔直径为 75mm、抽放时间为 1 天时，钻孔间距为 0.7m 比 1m 的瓦斯流场变化幅度大得多。抽放率的变化更为明显，钻孔间距为 0.7m 比 1m 的抽放率大了两倍还多，并且还有随时间增加的趋势。因此，钻孔间距为 0.7m 是合理的[16]。

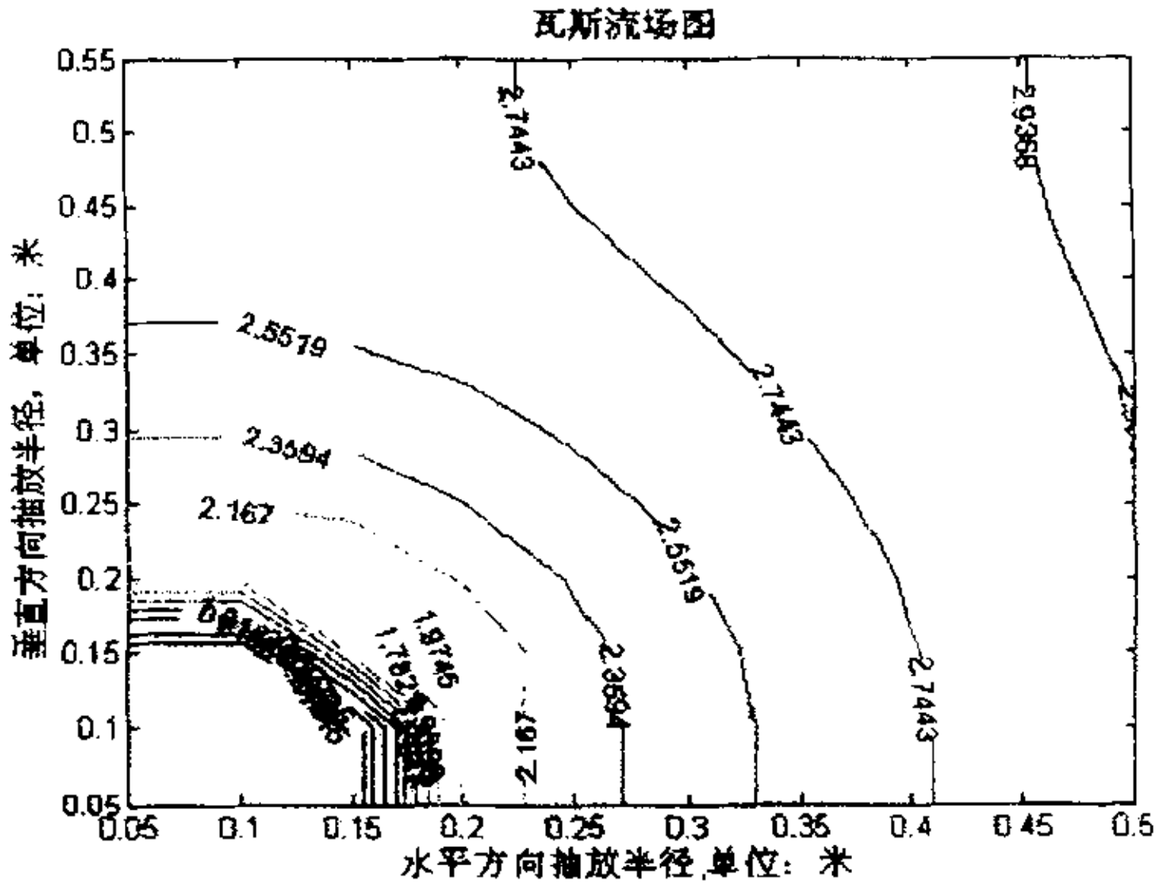


图 3-9 抽放时间为 1 天，钻孔间距之半为 0.5m 时瓦斯流场图

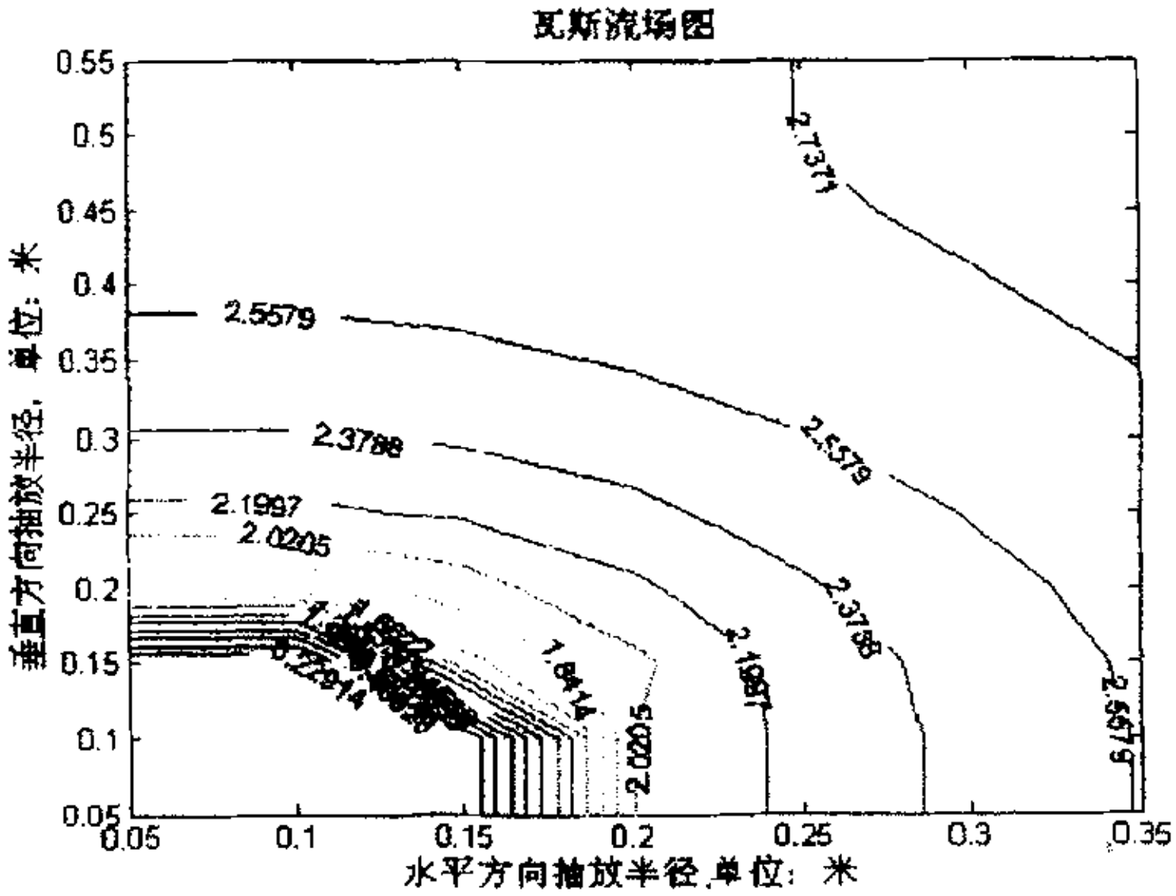


图 3-10 抽放时间为 1 天，钻孔间距之半为 0.35m 时瓦斯流场图

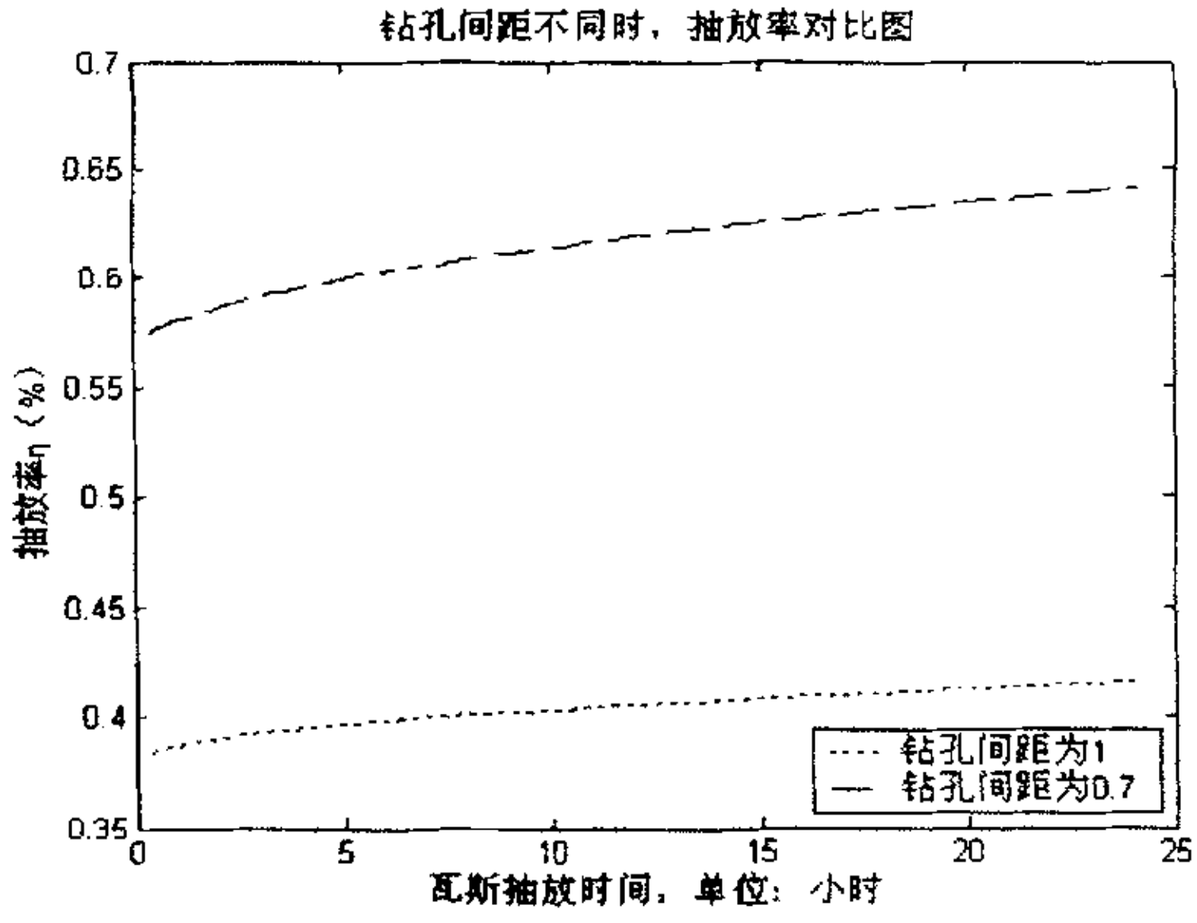


图 3-11 抽放时间为 1 天，抽放率对比图

（2）抽放负压的选择

当煤体受负压影响，瓦斯被排出后，煤体会发生收缩变形，如果煤的各向物理机械性质不同，则在收缩过程中，会导致煤体裂隙网络的变化，这样就有可能改变煤的透气性系数，增加钻孔瓦斯抽放量。但是当负压增加到一到程度时，对钻孔瓦斯抽放量增加的作用就不大了，有时瓦斯流量反而下降。下图 3-12、图 3-13、图 3-14、图 3-15、图 3-16 分别为不同抽放负压下的瓦斯流场图及抽放率比较图。从中可以看出抽放负压为 0MPa 时比抽放负压为 0.01MPa 时的瓦斯流场的变化幅度反而小，抽放率也较抽放负压为 0.01MPa 时小，其原因可能是瓦斯供给源贫乏及钻孔漏气严重，这时就需要调整抽放负压。抽放瓦斯的实践经验表明，由于受管路及钻孔密封性的影响，提高负压会增加巷道空气量的漏入；另外由于抽瓦斯泵所能达到的负压值也有一定的限度，因此要想把抽放负压提得很高是有困难的。根据抽放设备的实际情况，选择抽放负压为 0.01MPa。

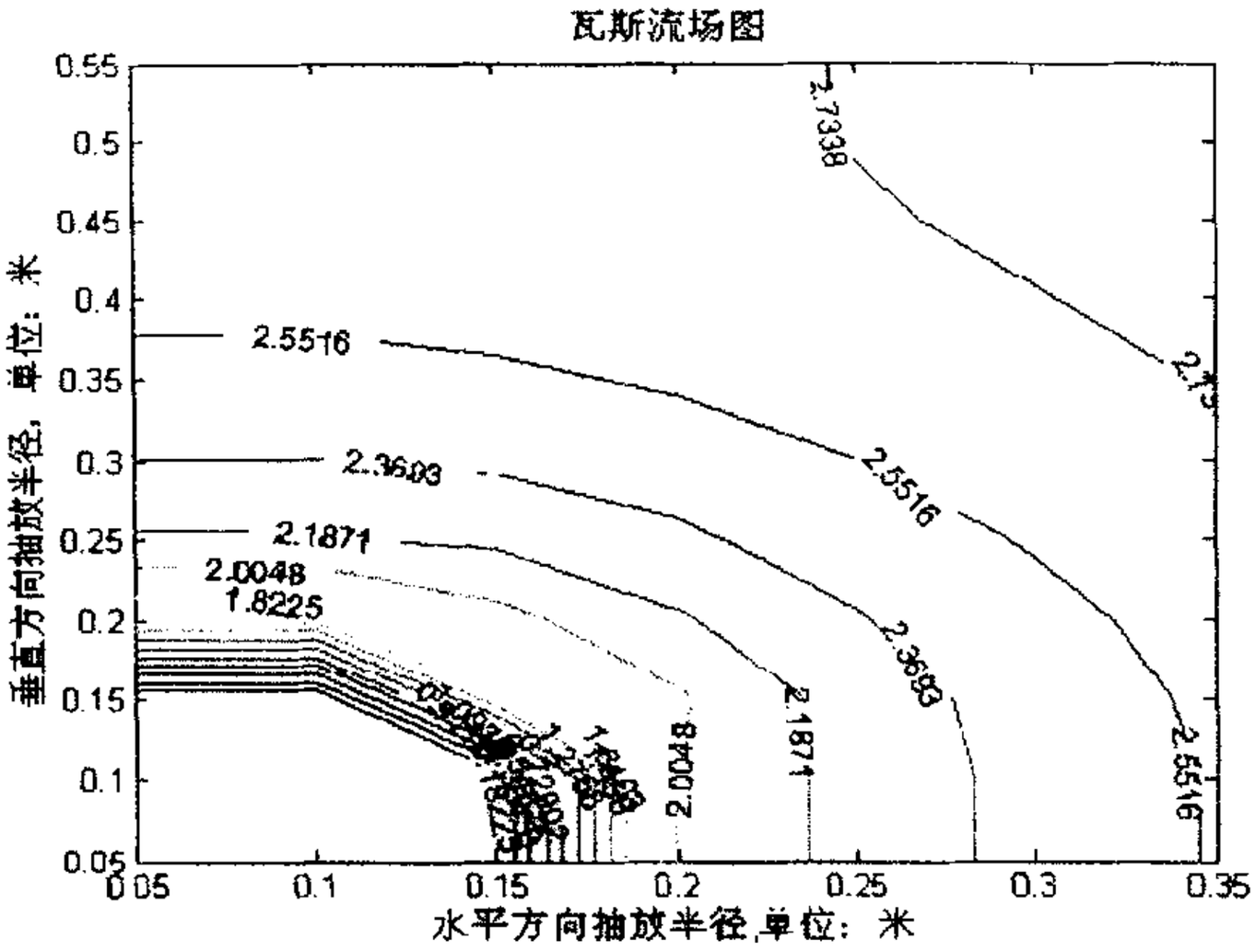


图 3-12 抽放负压为 0MPa 时瓦斯流场图

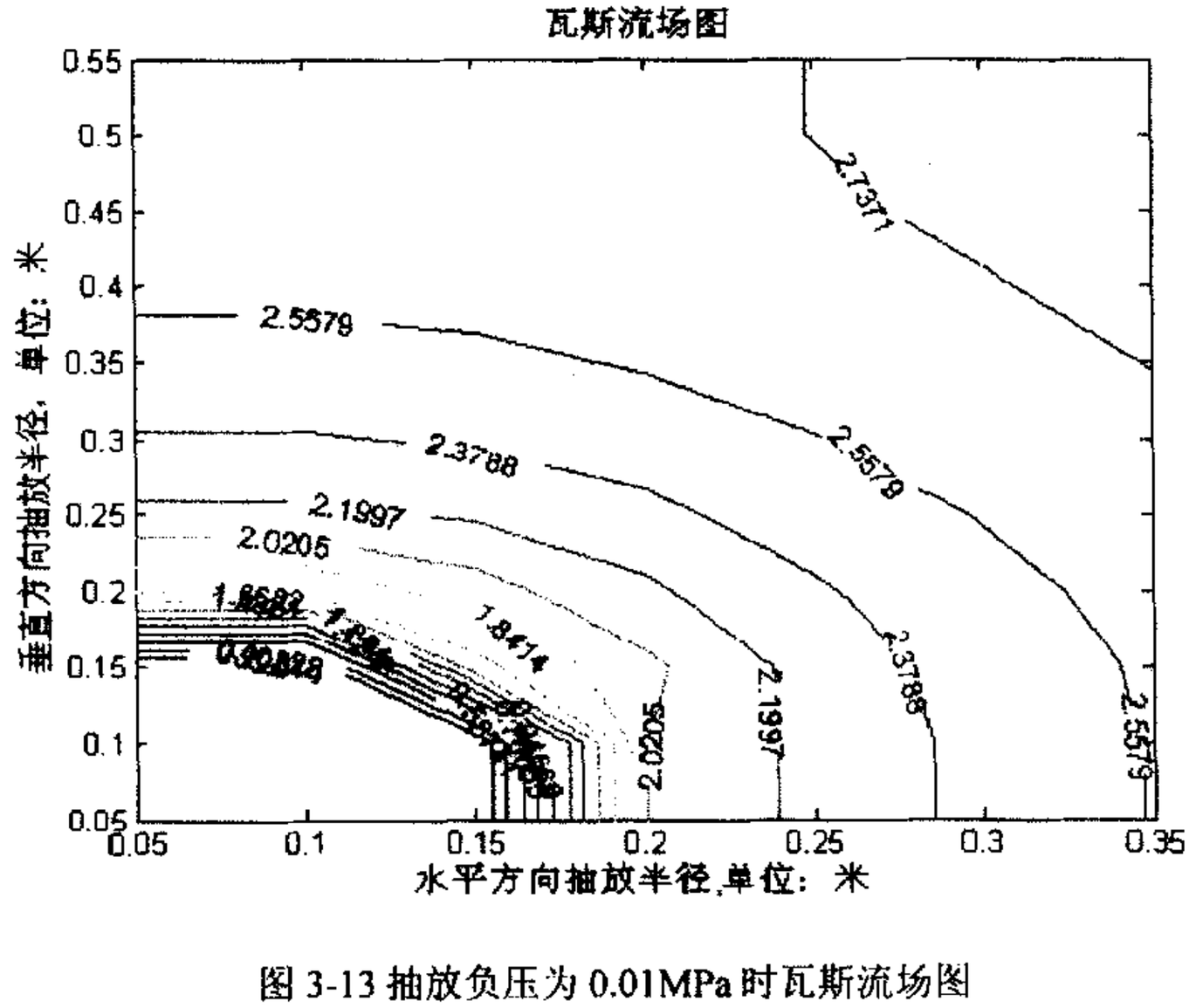


图 3-13 抽放负压为 0.01MPa 时瓦斯流场图

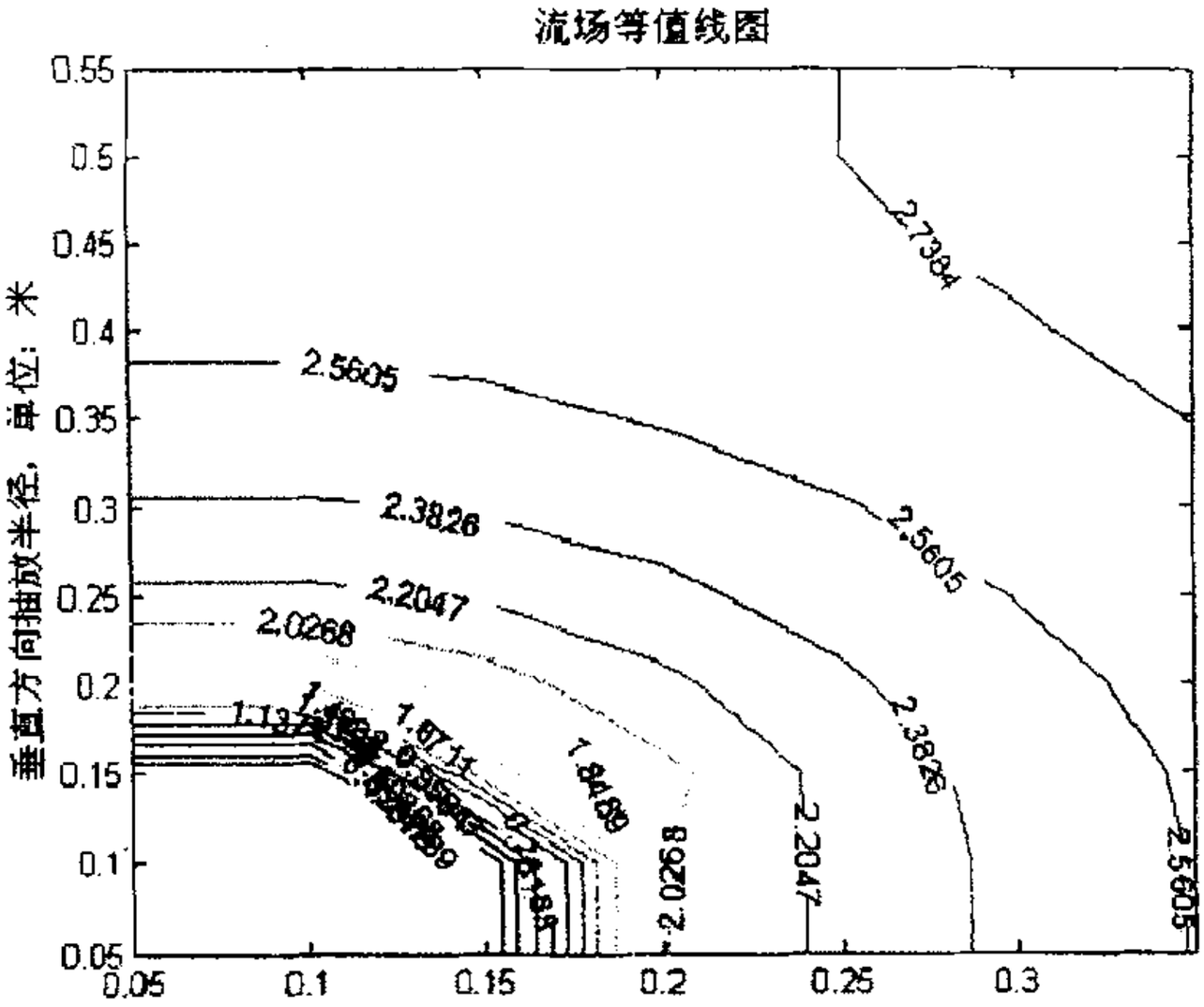


图 3-14 抽放负压为 0.02MPa 时瓦斯流场图

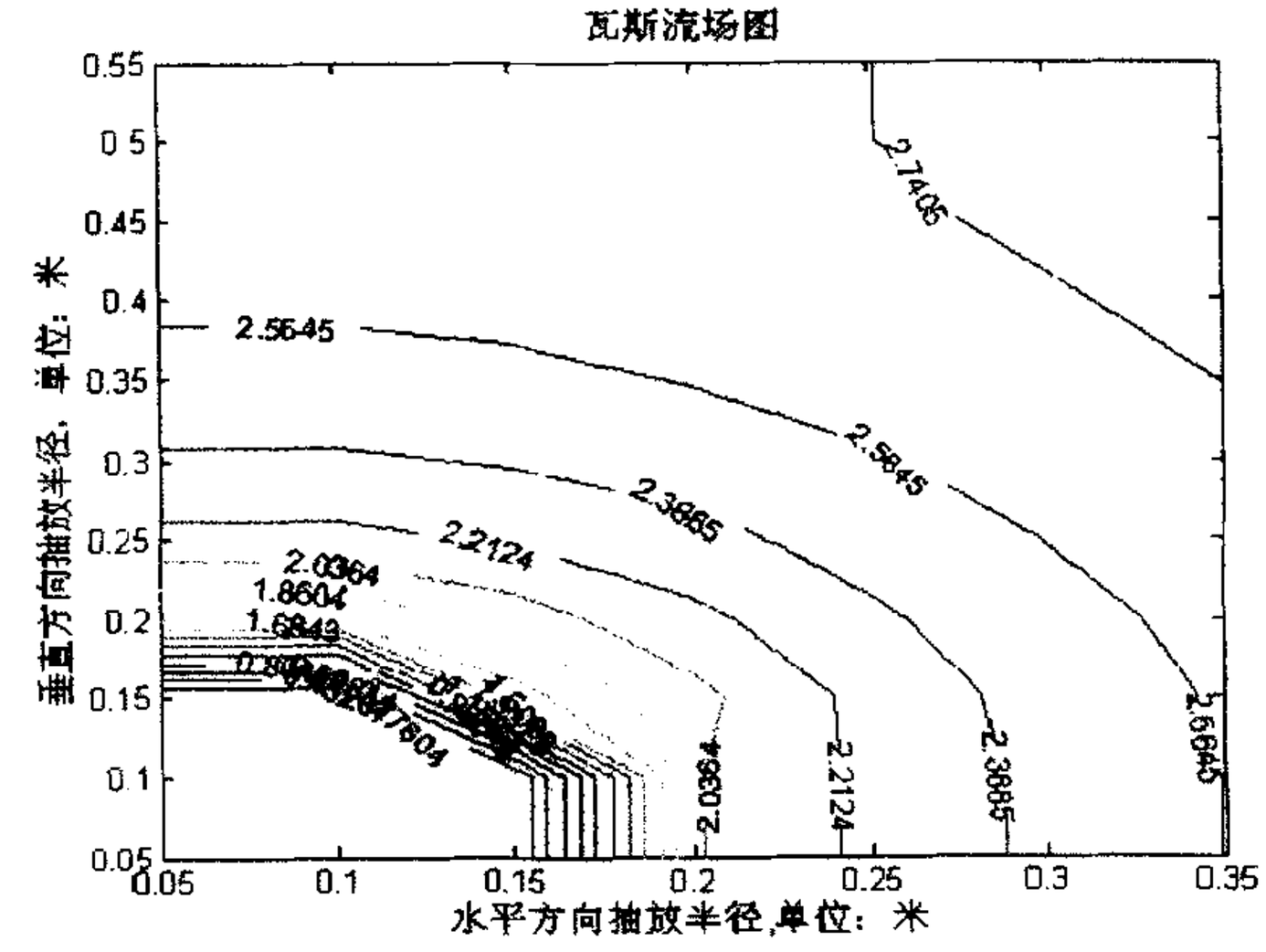


图 3-15 抽放负压为 0.03MPa 时瓦斯流场图

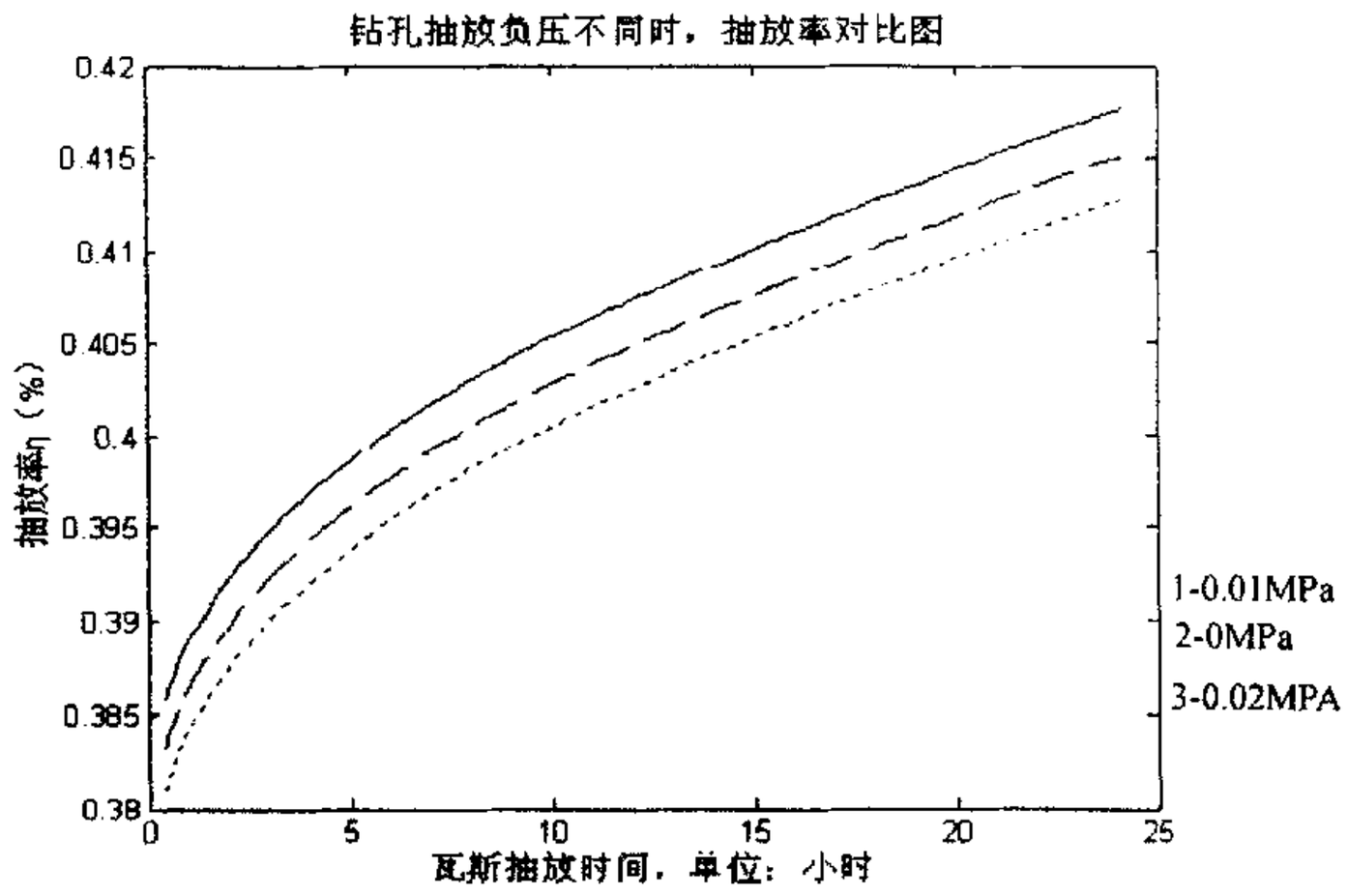


图 3-16 不同抽放负压下，抽放率随时间变化图

3．6.3　回采工作面顺层抽放瓦斯钻孔参数的确定

为了给工作面生产期间做准备，在 $52\bar{1}3$ 掘进工作面掘进期间，在上巷沿煤层向煤体打抽放钻孔进行瓦斯预抽，钻孔与工作面方向的斜角为 60°，钻机型号为 MYZ—150，拟就钻孔间距为 6.5m，钻孔长 60m，钻孔直径为 110mm，抽放时间为 4 个月以上的情况进行计算机模拟，并就不同钻孔间距、不同钻孔直径、不同抽放时间的抽放瓦斯钻孔参数进行模拟分析。钻孔布置如图 3-17 所示：

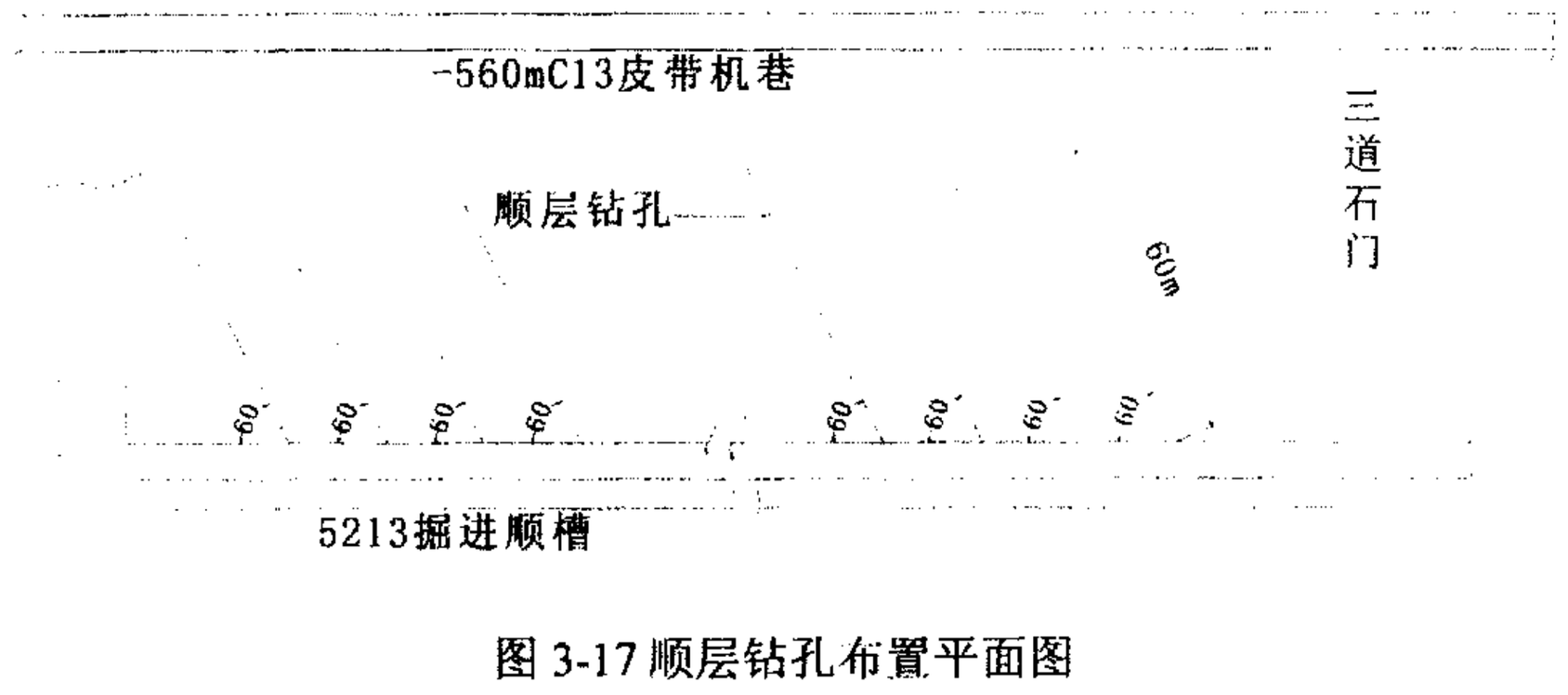


图 3-17 顺层钻孔布置平面图

（1）变透气系数对煤层瓦斯流动的影响

由于在煤体中打钻、开掘巷道等影响，使得靠近钻孔及巷道边缘煤体

的透气系数大大高于煤层原始透气系数。这样一来，若按等透气系数进行解算，所得结果将和实际有所差异。在煤体中打钻时，钻孔周围煤体由于受振动或煤体卸压的影响，其周围煤体透气性将有所增加，其影响范围与钻孔直径有关，钻孔直径越大，其影响范围越大。因此，可将钻孔周围煤体分为两个区，即受钻孔影响的卸压区I和不受钻孔影响的原始区域II。II区内煤层透气系数为原始透气系数。I区范围的大小可根据现场实测确定，也可按表参考选取。

表 3-12 钻孔直径与影响范围

钻孔直径（mm）	75	100	120	150	200	250
影响范围（mm）	400	430	460	500	570	630

为了研究变透气系数对煤层瓦斯流动的影响，以工作面顺层预抽钻孔为例，煤层瓦斯基本参数与 5213 掘进工作面边抽边掘情况下相同，以钻孔间距 6.5m，钻孔直径 0.11m，抽放负压 0.05MPa，抽放时间为 120d 进行模拟，所得数据及常、变透气性数下的瓦斯流场图及抽放总量比较图如下示，从模拟数据及图 3-17、图 3-18 常、变透气系数下的瓦斯流场图可以看出，在变透气系数下的瓦斯流场中，瓦斯压力下降速度较快，这是由于在煤壁附近一定范围内煤层透气系数增大，从而导致该区域内瓦斯排放能力增强，促使瓦斯压力下降较快。从图 3-19 可以看出，变透气系数下的瓦斯抽放率较大，这是由于在变透气系数流场中，由于距煤壁一定范围内，煤层透气性系数增大，使之初始比流量较大，从而导致瓦斯抽放率始终大于常透气系数流场的抽放率，从图 3-20 可以看出，变透气系数下的瓦斯抽放总量也始终大于常透气系数下的瓦斯抽放量。因此，在实际的瓦斯流场模拟中，应采用变透气系数，这样才能与实际情况吻合。

模拟结果数据（常透气系数下）：

第 1693 步 2882.29 小时

各节点瓦斯压力情况

I	J	X 坐标(m)	Y 坐标(m)	节点压力(MPa)
1	1	0.05	0.05	0.05
1	2	0.05	0.1	0.05
1	3	0.05	0.15	0.05

1	4	0.05	0.2	1.17669
1	5	0.05	0.25	1.22262
1	6	0.05	0.3	1.29254
1	7	0.05	0.35	1.36017
1	8	0.05	0.4	1.4193
1	9	0.05	0.45	1.4696
1	10	0.05	0.5	1.51219
1	11	0.05	0.55	1.54834
1	12	0.05	0.6	1.57914
1	13	0.05	0.65	1.60541
1	14	0.05	0.7	1.62779
1	15	0.05	0.75	1.64677
1	16	0.05	0.8	1.66272
1	17	0.05	0.85	1.67594
1	18	0.05	0.9	1.68664
1	19	0.05	0.95	1.69501
1	20	0.05	1	1.70118
1	21	0.05	1.05	1.70525
1	22	0.05	1.1	1.70727
...		...		
55	1	2.75	0.05	2.46747
55	2	2.75	0.1	2.46747
55	3	2.75	0.15	2.46747
55	4	2.75	0.2	2.46748
55	5	2.75	0.25	2.46748
55	6	2.75	0.3	2.46749
55	7	2.75	0.35	2.4675
55	8	2.75	0.4	2.46751
55	9	2.75	0.45	2.46752
55	10	2.75	0.5	2.46753
55	11	2.75	0.55	2.46754
55	12	2.75	0.6	2.46756
55	13	2.75	0.65	2.46757
55	14	2.75	0.7	2.46758
55	15	2.75	0.75	2.46759
55	16	2.75	0.8	2.46761
55	17	2.75	0.85	2.46762
55	18	2.75	0.9	2.46762
55	19	2.75	0.95	2.46763
55	20	2.75	1	2.46764
55	21	2.75	1.05	2.46764
55	22	2.75	1.1	2.46764
...		...		

流量、比流量与抽放率随时间变化关系

序号	时间(h)	流量(m^3)	比流量($1/(m^2*h)$)	抽放率(%)
2	0.36	2.27161	754.475	1.07515
3	0.407407	2.28328	35.2813	1.08178
4	0.454815	2.29494	34.9959	1.08834
5	0.525926	2.30726	32.6525	1.09753

6	0.597037	2.31957	32.4226	1.10666
7	0.668148	2.33169	29.789	1.11505
8	0.739259	2.34379	29.6025	1.12338
9	0.845926	2.35675	27.684	1.13507
10	0.952593	2.36969	27.5821	1.14671
11	1.05926	2.38241	25.5173	1.15749
12	1.16593	2.39511	25.3114	1.16818
13	1.32593	2.40894	23.9402	1.18334
14	1.43259	2.42149	23.9354	1.19344
15	1.59259	2.43502	22.0481	1.20741
16	1.75259	2.44867	22.8053	1.22185
17	1.91259	2.46204	21.0878	1.23521
18	2.07259	2.47543	21.1896	1.24863
19	2.23259	2.48866	20.1504	1.26139
20	2.39259	2.50187	20.0843	1.27411
...		...		
601	419.128	5.24333	4.51545	12.7989
602	419.938	5.25798	5.74671	12.8173
603	421.153	5.27345	4.50414	12.839
604	421.963	5.2881	5.7341	12.8574
605	423.178	5.30356	4.4934	12.879
606	423.988	5.31819	5.72108	12.8974
607	425.203	5.33364	4.48219	12.9189
608	426.013	5.34826	5.70866	12.9372
609	427.228	5.3637	4.47158	12.9587
610	428.038	5.37831	5.69574	12.977
...		...		

模拟结果数据（变透气系数下）：

第 1842 步 2880.94 小时

各节点瓦斯压力情况

I	J	X 坐标(m)	Y 坐标(m)	节点压力(MPa)
1	1	0.05	0.05	0.05
1	2	0.05	0.1	0.05
1	3	0.05	0.15	0.05
1	4	0.05	0.2	0.800074
1	5	0.05	0.25	1.08918
1	6	0.05	0.3	1.21362
1	7	0.05	0.35	1.30991
1	8	0.05	0.4	1.38255
1	9	0.05	0.45	1.43859
1	10	0.05	0.5	1.48332
1	11	0.05	0.55	1.52008
1	12	0.05	0.6	1.55088
1	13	0.05	0.65	1.57695
1	14	0.05	0.7	1.59908
1	15	0.05	0.75	1.61781
1	16	0.05	0.8	1.63352

1	17	0.05	0.85	1.64654
1	18	0.05	0.9	1.65707
1	19	0.05	0.95	1.66531
1	20	0.05	1	1.67139
1	21	0.05	1.05	1.67539
1	22	0.05	1.1	1.67737
...		...		
55	1	2.75	0.05	2.42957
55	2	2.75	0.1	2.42957
55	3	2.75	0.15	2.42957
55	4	2.75	0.2	2.42957
55	5	2.75	0.25	2.42958
55	6	2.75	0.3	2.42959
55	7	2.75	0.35	2.4296
55	8	2.75	0.4	2.42961
55	9	2.75	0.45	2.42962
55	10	2.75	0.5	2.42963
55	11	2.75	0.55	2.42964
55	12	2.75	0.6	2.42965
55	13	2.75	0.65	2.42967
55	14	2.75	0.7	2.42968
55	15	2.75	0.75	2.42969
55	16	2.75	0.8	2.4297
55	17	2.75	0.85	2.42971
55	18	2.75	0.9	2.42972
55	19	2.75	0.95	2.42973
55	20	2.75	1	2.42973
55	21	2.75	1.05	2.42974
...		...		

流量、比流量与抽放率随时间变化关系

序号	时间(h)	流量(m^3)	比流量(1/(m^2*h))	抽放率(%)
2	0.36	2.27204	755.66	1.07684
3	0.407407	2.287382	37.611	1.0839
4	0.454815	2.297559	37.3757	1.09092
5	0.525926	2.312780	34.6689	1.10067
6	0.597037	2.322805	34.4943	1.11038
7	0.668148	2.332827	31.5028	1.11925
8	0.739259	2.342849	31.3449	1.12808
9	0.845926	2.352881	29.2151	1.14041
10	0.952593	2.372912	29.1464	1.15272
11	1.05926	2.39407	26.8813	1.16407
12	1.16593	2.419692	26.6787	1.17533
13	1.32593	2.43095	25.2081	1.1913
14	1.43259	2.44364	25.2324	1.20195
15	1.59259	2.45735	23.1779	1.21663
16	1.69926	2.46991	23.998	1.22676
17	1.85926	2.4834	21.8239	1.24059
18	2.01926	2.50 709	23.0262	1.25517
19	2.17926	2.52048	21.1869	1.26859

20	2.33926	2.53392	21.4978	1.2822
...		...		
563	353.519	5.03746	5.08161	11.984
564	354.329	5.05272	6.49736	12.0049
565	355.544	5.06888	5.06958	12.0292
566	356.354	5.08413	6.47949	12.05
567	357.569	5.10027	5.05372	12.0743
568	358.379	5.11551	6.46456	12.095
569	359.594	5.13163	5.04169	12.1193
570	360.404	5.14686	6.44699	12.14
571	361.619	5.16296	5.02621	12.1641
572	362.429	5.17817	6.43211	12.1848
573	363.644	5.19427	5.0141	12.2089
574	364.454	5.21946	6.41483	12.2294
575	365.669	5.23554	4.99894	12.2535
576	366.479	5.25072	6.39993	12.274
577	367.694	5.26678	4.9868	12.298
578	368.504	5.28195	6.38301	12.3185
579	369.719	5.29799	4.97192	12.3424
580	370.529	5.31315	6.36821	12.3628
...		...		

由于数据较多，这里不再罗列。

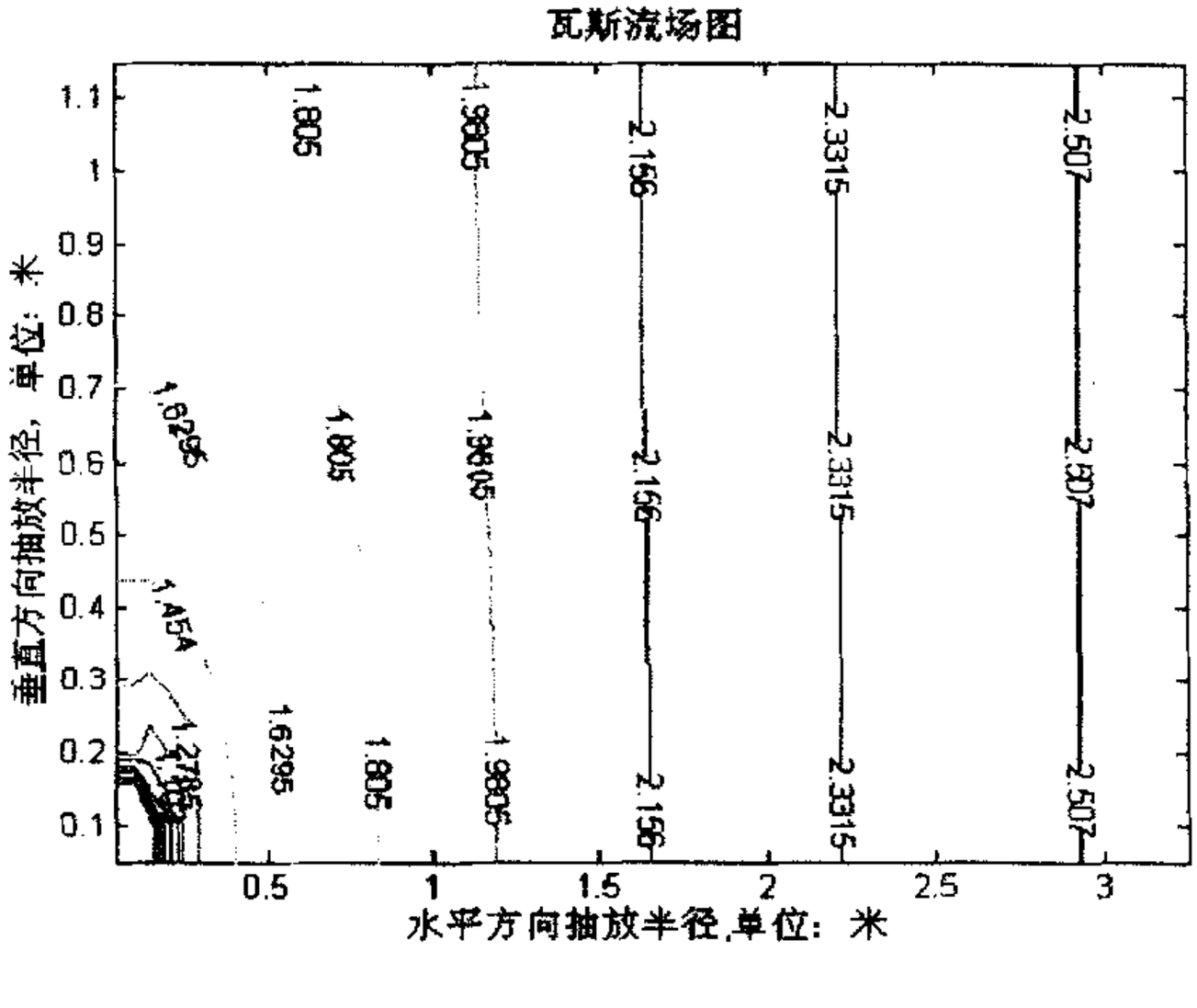


图 3-18 常透气系数下，钻孔间距之半为 3.25m 时的抽放瓦斯流场图

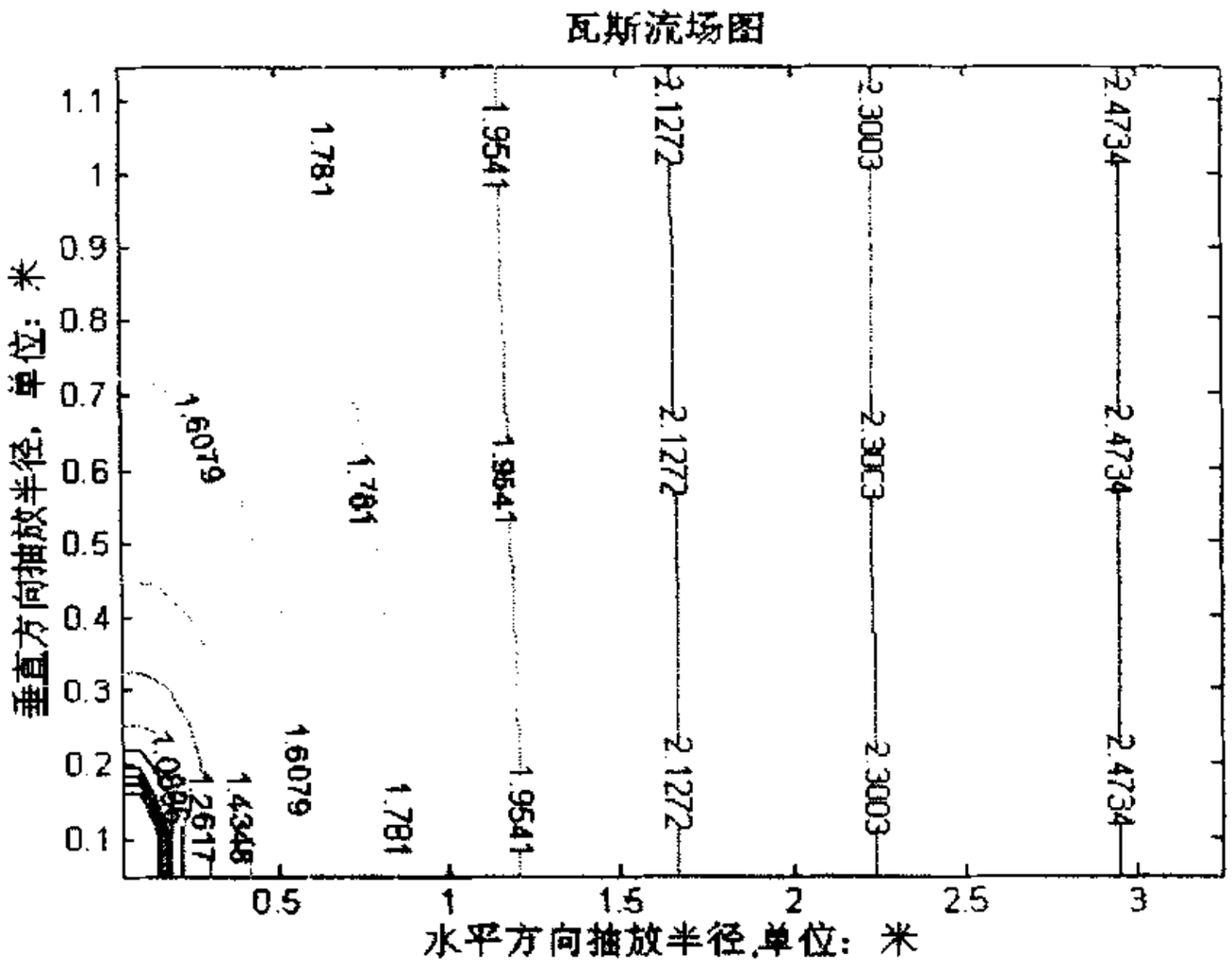


图 3-19 变透气系数下，钻孔间距之半为 3.25m 的抽放瓦斯流场图

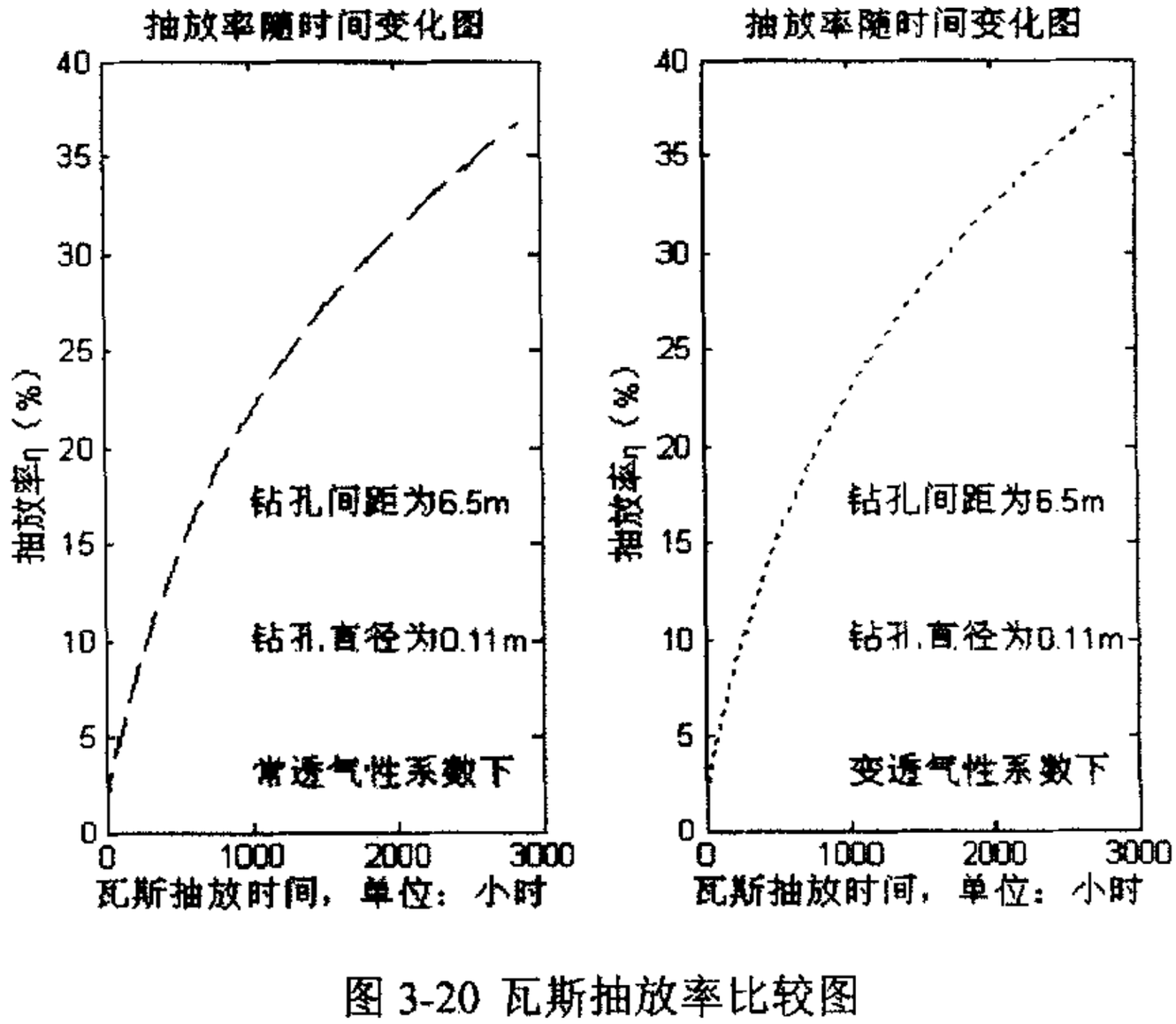


图 3-20 瓦斯抽放率比较图

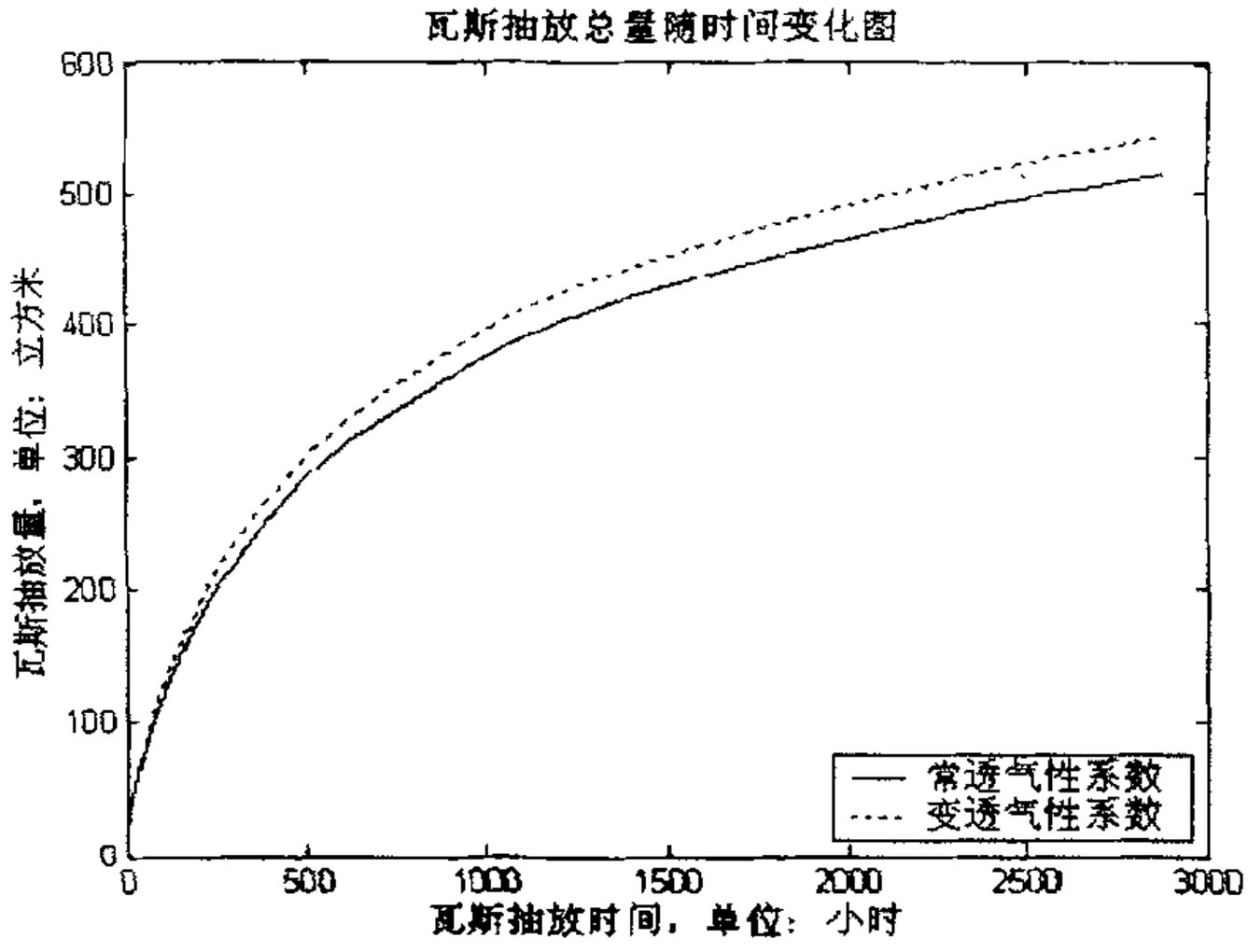


图 3-21 单位长度钻孔抽放量比较图

不同钻孔间距下的瓦斯流场图如下示。

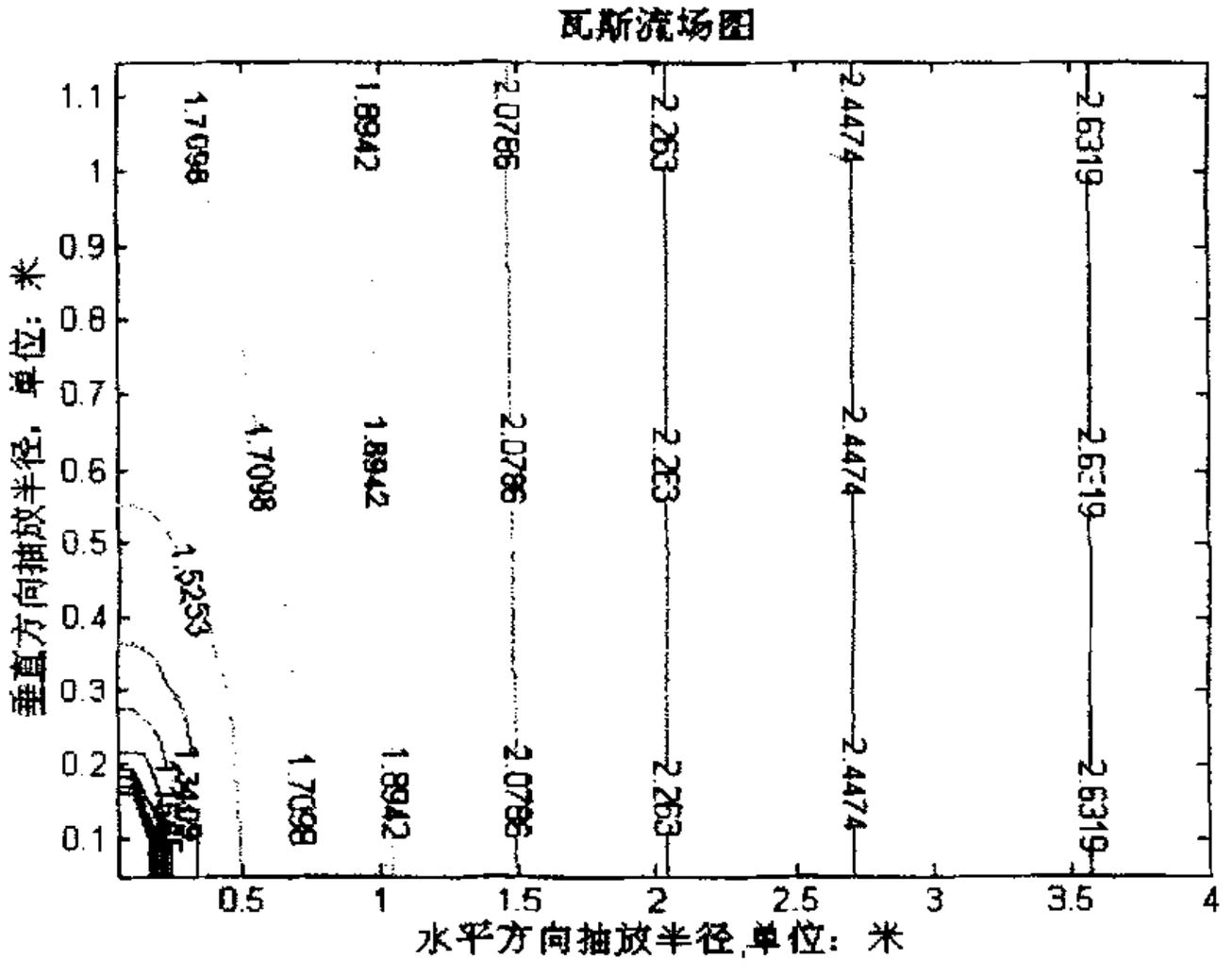


图 3-22 钻孔间距之半为 4m 时的抽放瓦斯流场图

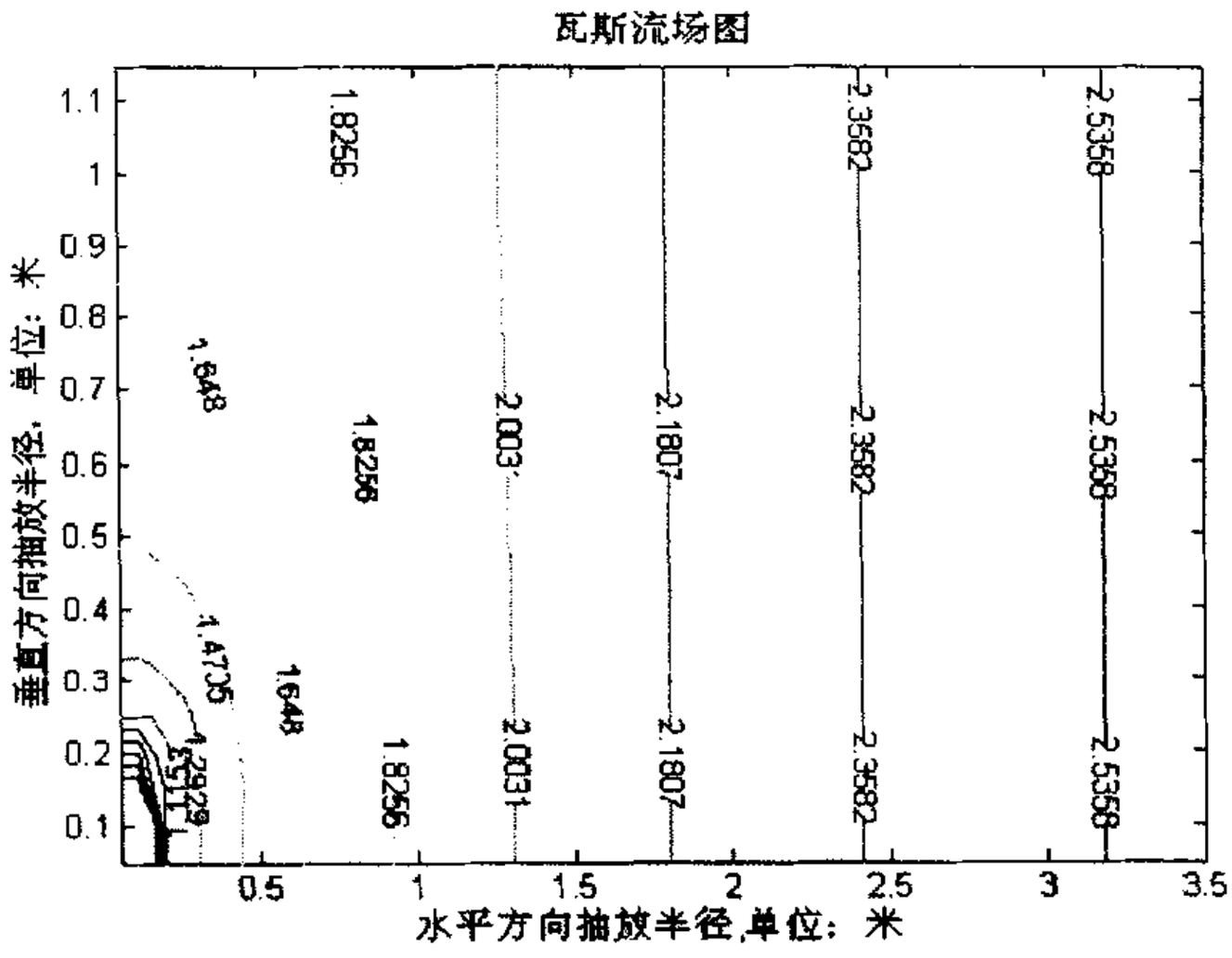


图 3-23 钻孔间距之半为 3.5m 时的抽放瓦斯流场图

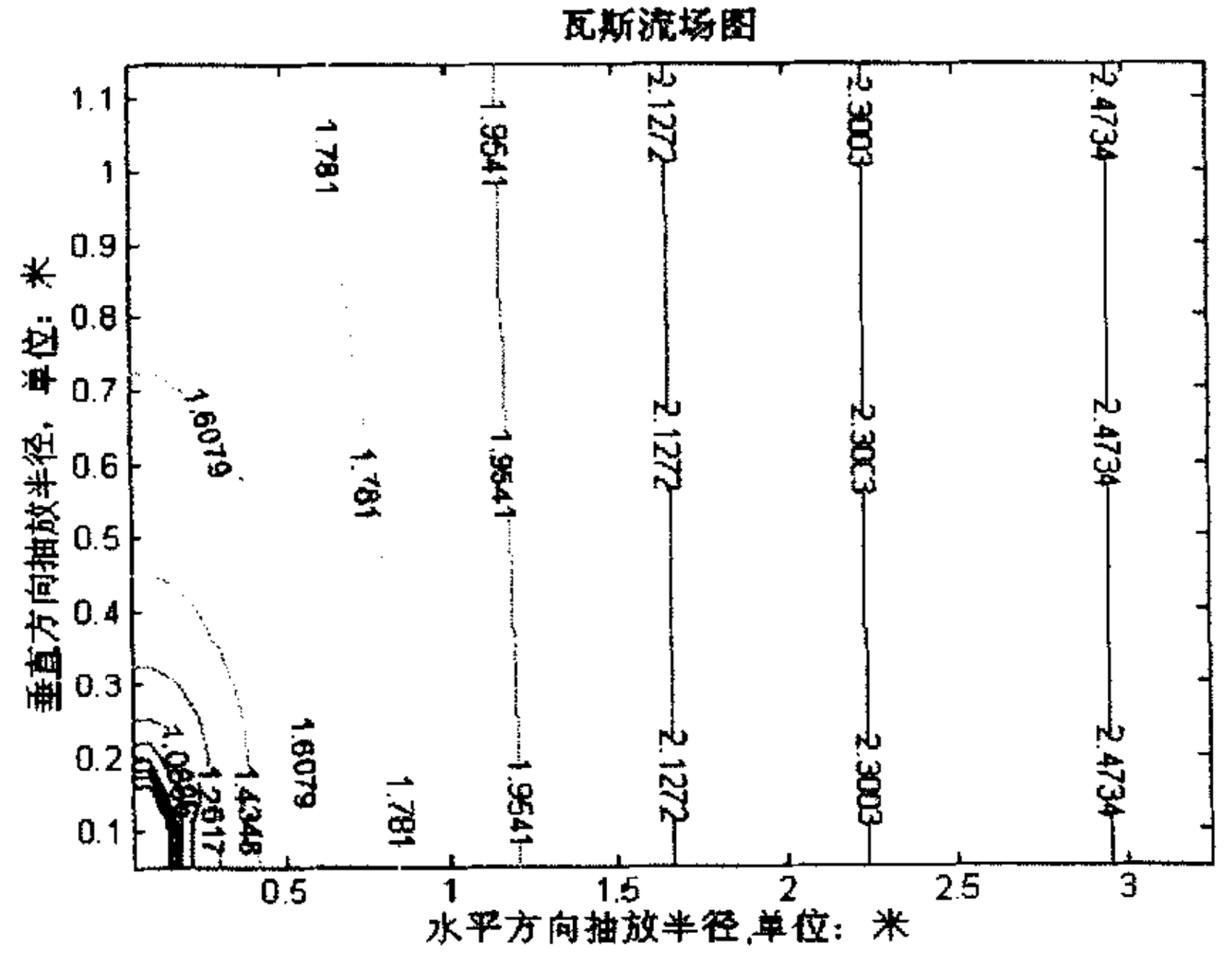


图 3-24 钻孔间距之半为 3.25m 时的抽放瓦斯流场图

（2）钻孔直径对瓦斯抽放率的影响

由钻孔间距 6.5m，图 3-25 给出了不同钻孔直径时，瓦斯抽放率随时

间变化曲线，出图可知，在时间相同时，直径越大抽放率越高，但其增长的幅度远比直径增长的幅度小，随着钻孔直径的增大，孔壁煤的暴露面亦增大，瓦斯涌出量也会增加，扩大钻孔直径对提高抽放瓦斯的效果是明显的，因此有条件时可采用大直径钻孔抽放瓦斯。

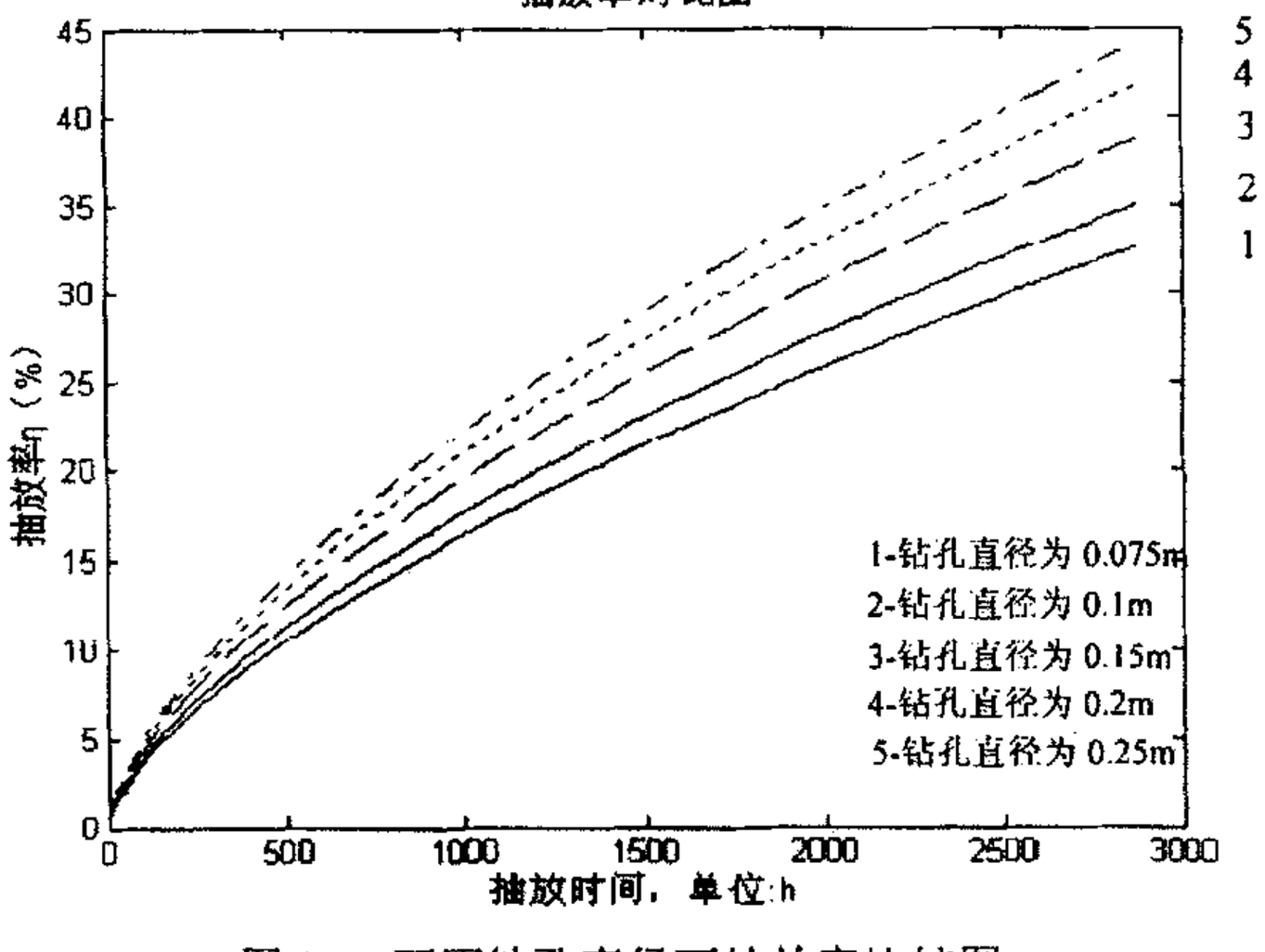


图 3-25 不同钻孔直径下抽放率比较图

（3）抽放时间与瓦斯抽放量的关系

瓦斯抽放量与抽放时间呈负指数关系，即 $Q = Q_0 e^{-aT}$，由此可知，瓦斯抽放量并不是随时间而无限增加的，而是趋于一个极限值，抽放瓦斯的实际经验说明，对于透气性较低的煤层，由于衰减系数较大，一般抽放半年至一年时间，钻孔抽放瓦斯总量就已达到钻孔极限瓦斯抽放量的80%~90%[11]，在这样的情况下，再增加抽放时间，已没有实际意义，而且从矿井生产要求来看，也不充许有太长的预抽瓦斯时间，所以为了使钻孔瓦斯抽放量达到一定要求，必须有必要的抽放时间，但抽放时间太长，对提高瓦斯抽放量的作用也就不明显。下图 3-26、图 3-27、图 3-28、图 3-29 为不同抽放时间下的瓦斯抽放总量比较图，从图中可看出随着抽放时间的增长，瓦斯抽放量也相应增加，但随着时间增长抽放量的曲线变化逐渐变

缓，有达到一稳定值的趋势。此掘进面的顺层钻孔为工作面采前预抽钻孔，随掘进面的前进而每隔间距 6.5m 向煤体中打一个 60m 长的钻孔，由于此工作面的正式回采尚需较长时间，因此，可以较长时间进行瓦斯抽放，从模拟结果来看，以 120 天~200 天为宜。

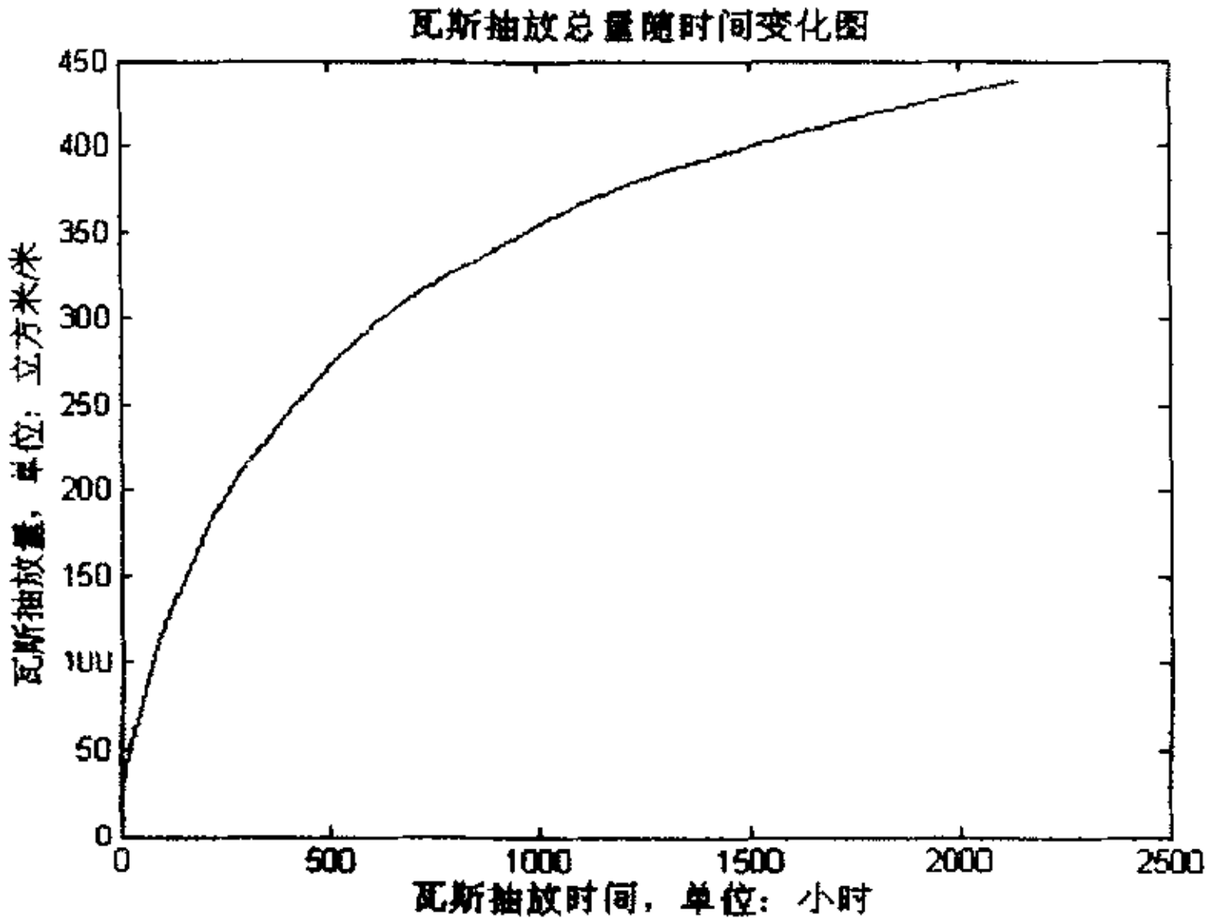


图 3-26 抽放 2160 小时的瓦斯抽放量与时间变化关系图

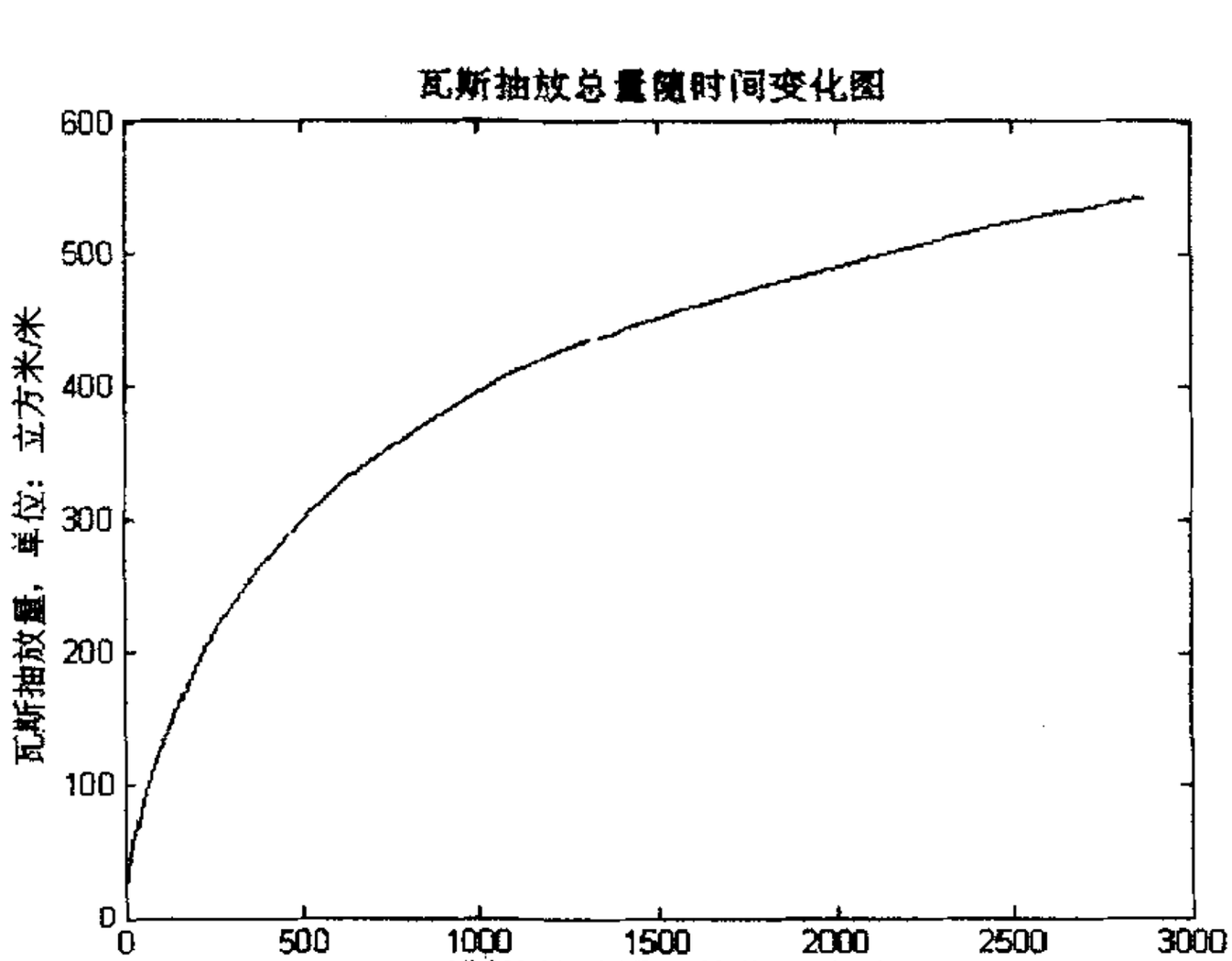


图 3-27 抽放 2880 小时的瓦斯抽放量与时间变化关系图

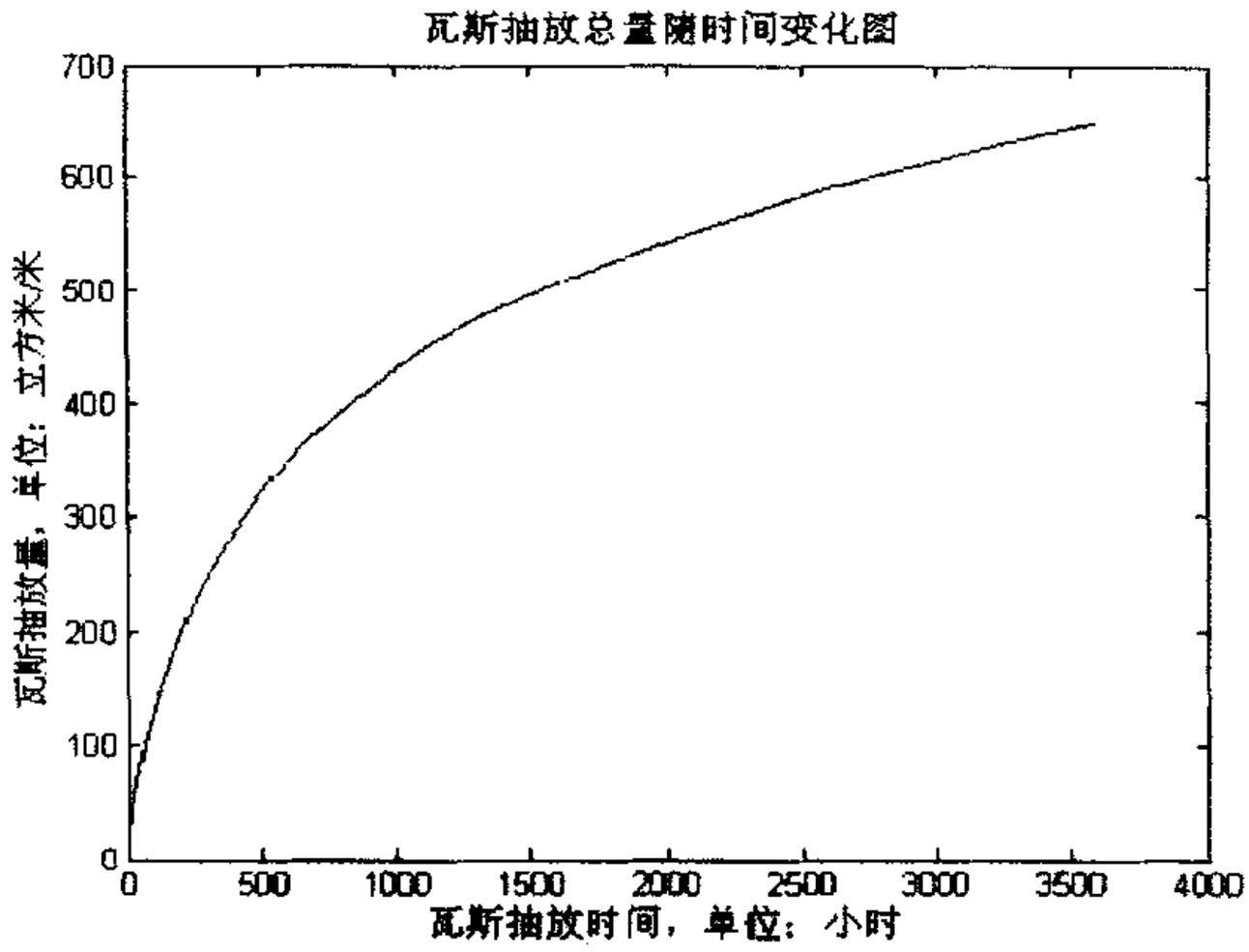


图 3-28 抽放 3600 小的瓦斯抽放量与时间变化关系图

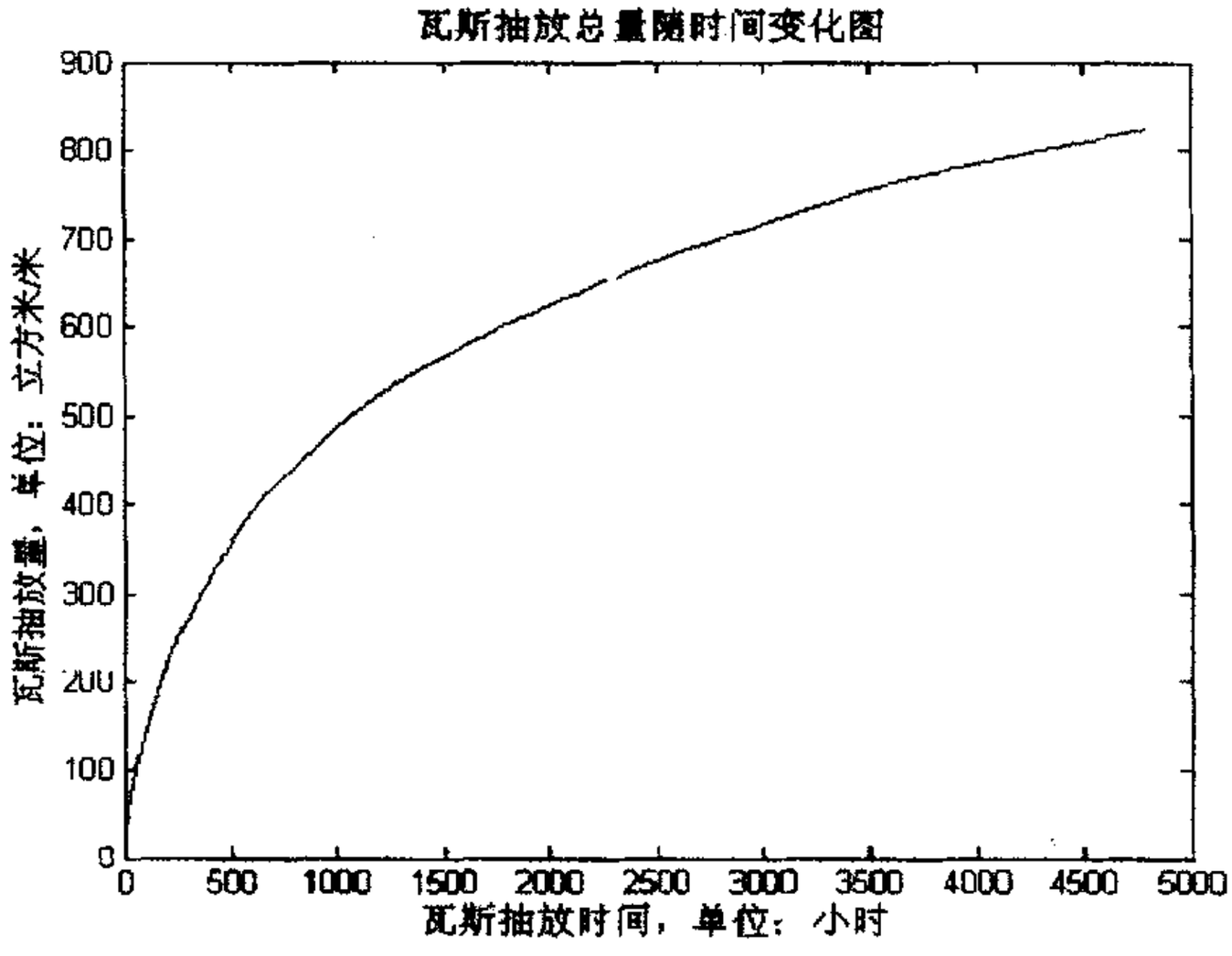


图 3-29 抽放 4800 小时的瓦斯抽放量与时间变化关系图

3．6.4　顺煤层钻孔抽放瓦斯数值模拟与应用分析

（1）抽放负压对瓦斯抽放量的影响

由模拟软件计算结果可知，抽放负压在 0~0.1MPa 范围内，对抽放瓦斯量影响不大，以回采工作面顺层钻孔抽放瓦斯为例，抽放时间为 120 天，单位长度钻孔瓦斯抽放量，0MPa 时为 543.821m^3，0.05MPa 时为 545.029m^3，0.1MPa 时为 542.311m^3，因此抽放负压的选择应在 0.05MPa~0.1MPa 范围内为宜，应根据瓦斯抽放设备、抽放负压的限定值与抽放管路的密封性情况加以选择；这与实际抽放负压为 0.05MPa 相一致，这时可获得较好的抽放效果。

（2）钻孔间距、直径和抽放时间对瓦斯抽放率的影响

在时间相同时，随着钻孔间距的增大，瓦斯抽放率逐渐减小，但减小的幅度亦逐渐减小；在时间相同时，直径越大抽放率越高，但其增长的幅度远比直径增长的幅度小；总的来说，煤层瓦斯抽放率取决于钻孔间距、钻孔直径和抽放时间，钻孔间距越小，抽放率越高；钻孔直径越大，抽放时间越长，抽放率越高。在相同条件下，要想提高瓦斯抽放率，缩小钻孔间距比增大钻孔直径效果更明显。

4 大断面煤巷掘进全负压通风试验研究

4.1 引言

我国煤矿生产，近年来，随着采深的增加，掘进工作面单进水平的提高，掘进速度的加快，煤壁暴露面的瓦斯泄放速度也在增加，致使掘进工作面的绝对瓦斯涌出量高达 3～8m3/min，瓦斯灾害问题日趋严重，特别是高瓦斯独头煤巷掘进工作面瓦斯爆炸和煤与瓦斯突出事故频繁发生[1]。而煤巷掘进工作面释放瓦斯的主要措施，一是依靠局部通风机通风，加大局部通风机风排瓦斯的能力，二是打超前钻孔，抽放、泄压瓦斯。局部通风机作为常年运转设备，由于各种原因经常出现各种故障，造成掘进工作面瓦斯积聚且超限，甚致酿成瓦斯事故。在某些瓦斯涌出量较大的掘进工作面，局部通风机数目高达 3～4 台，不仅耗电量及维修量增大，而且多风筒供风造成掘进巷道断面缩小，长距离多风筒供风，造成风筒损耗量增大。同时，多台局部通风机同时运转，其噪声加大。局部通风机噪音主要来自空气动力噪声、激发噪声（即通过机壳辐射出来的噪音）、机械噪声、电磁噪声四部分噪声之和。每台局部通风机噪音值达 110dB，多台局部通风机同时运转，噪声急骤增大，影响了施工巷道的环境。二是煤巷掘进为了解决瓦斯问题，常采用边抽边掘的方法，不仅造成施工工艺复杂，而且严重地制约了掘进单进速度，致使煤巷掘进单进水平低于岩巷掘进单进水平。

《煤矿安全规程》[2] 第 132 条指出，掘进巷道应采用全风压通风或局部通风机通风，不得采用扩散通风。矿井在采区内部准备时，总是先贯通一条通风系统，形成全负压后，再掘进其它巷道。由此我们设想，在已形成全负压通风系统的巷道附近掘进时，能否采用全负压通风方式提高掘进风流稳定性以解决上述弊端。

为此，本文根据通风网络与瓦斯防治理论、矿山压力与巷道支护理论，分析探讨大断面独头煤巷掘进工作面全负压风排瓦斯技术应用的可行性，以减少掘进头瓦斯积聚的机遇，降低瓦斯爆炸事故发生率。具体采用的是在掘进采区的回采巷道(沿煤层掘进)时，采用大断面(24～26m^2) 施工一次成巷技术，中间冲填隔墙，形成双巷。大断面掘进头可采用矿井全负压通

风方式通风，掘进头供风量稳定可靠；同时分析大断面独头煤巷的支护压力体系、巷道周围瓦斯煤体内的应力场与防治煤与瓦斯突出的关系，改变大断面独头煤巷支护形式，以缩小煤体的应力集中区域，降低煤与瓦斯突出事故发生率。

高瓦斯突出煤层独头巷道掘进时大都采用局部通风机供风，对于这类巷道施工过程遇到的主要安全问题，一是局部通风机作为常年运转设备，由于各种原因经常出现各种故障，造成掘进工作面风量不稳、瓦斯积聚且超限，甚致酿成瓦斯事故；二是的煤与瓦斯突出常常发生在独头掘进的煤层巷道中。为了解决上述弊端，新庄孜煤矿 B_{11} 煤层在掘进采区的回采巷道(沿煤层掘进)时，采用大断面(24 m^2～26m^2) 施工一次成巷技术，中间冲填隔墙，形成双巷，下侧巷道作进风，上侧巷道作回风，风流贯穿掘进头，实现了大断面掘进头的矿井全负压通风方式通风。现就试验过程和结果介绍如下。

4.2 全负压通风系统可行性分析

该掘进工作面位于-567m 的 B11b 煤层中，是 5611 采煤工作面的机巷，该区域 B11b 煤层厚度为 2.5~4.8m，平均为 3.5m，倾角 24°，煤层有煤与瓦斯突出危险，煤层瓦斯基础参数为:瓦斯压力 p=3.0MPa，瓦斯含量 Q=13.73m3/t。巷道施工区段的全负压通风系统如图 4-1 所示。

从通风系统示意图 4-1 中可以看出，由轨道石门、集运石门进风和回风石门及回风上山回风形成了一个全负压通风系统，利用此独立进回风巷道，构成了掘进巷道的全负压通风网络。

4.2.1 掘进巷道瓦斯涌出量预测预

工作面在掘进施工时，绝对瓦斯涌 Q_{mh} 按下式计算：

$$Q_{mh} = UvG_0(2\sqrt{\frac{l}{v}} - 1) + S\rho_c v(X - X_0) \qquad (4\text{-}1)$$

式中 U——巷道断面在煤层中的周界，m；取 U= 20.8m;

v——巷道的平均掘进速度，m/min；平均取日进尺 2m，v=0.0014 m/min;

l——巷道长度，m；取 l =800m;

S——巷道断面在煤层中的断面积，m^2；取 S= 25 m^2

ρ_c——煤的密度，t/m³；取 ρ_c=1.45t/m³；

X——煤层的瓦斯含量，m³/t；取 X=13.73 m³/t；

X_0——煤的剩余瓦斯含量，m³/t；取值 X_0=2.5m³/t；

$$G_0 = 0.026X[0.0004(V^r)^2 + 0.16]=0.05712$$

V^r——煤的挥发份，%。取 V^r=14%

则各参数取值代入上式计算则得工作面在掘进施工时，绝对瓦斯涌出量：

$Q_{mh} \approx 3.1$ m³/min。

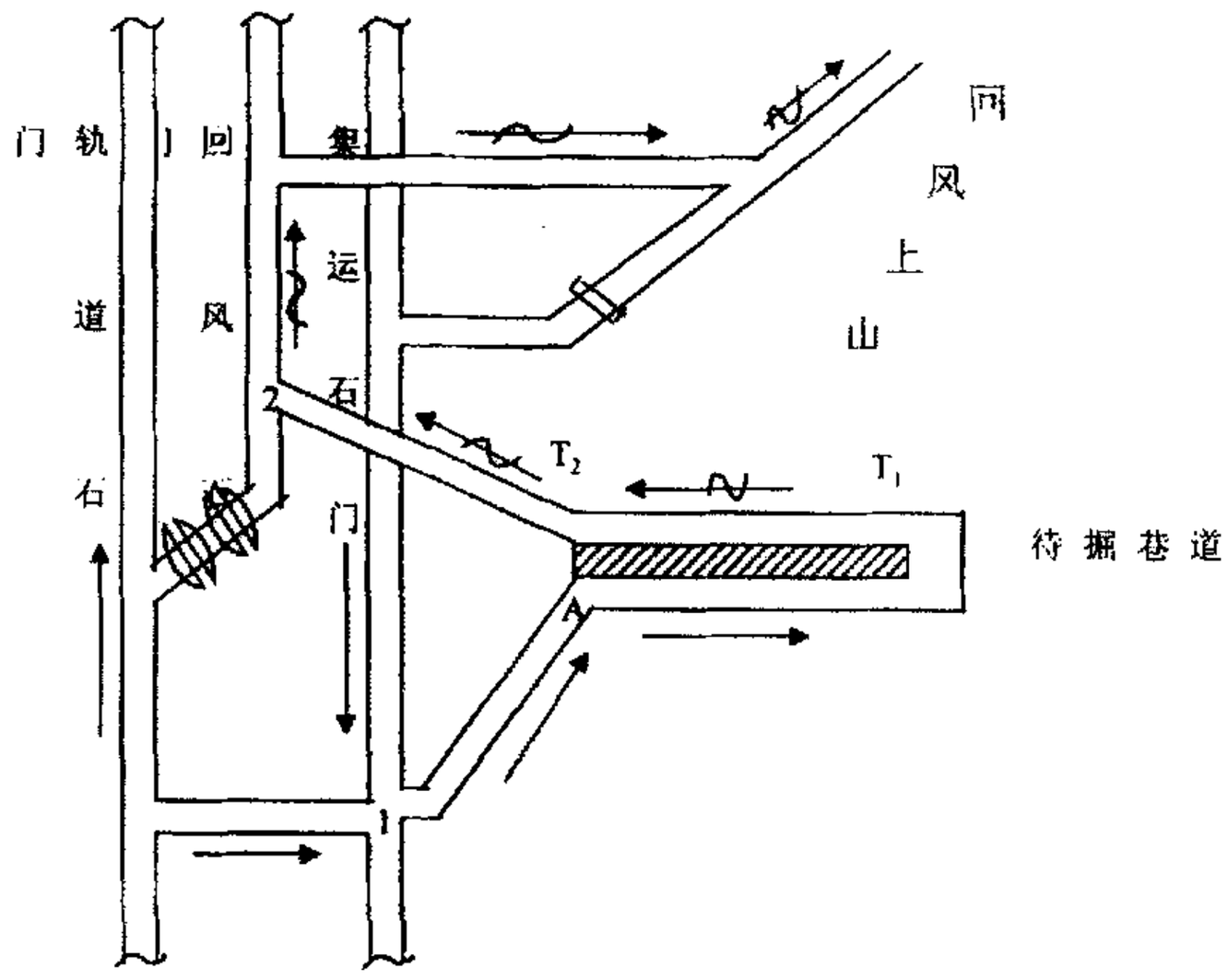


图 4-1　大断面掘进巷道全负压通风系统示意图

4.2.2 掘进头需风量的确定

试验区段为中厚高瓦斯煤层、具有煤层突出危险的块段。且采、掘施工工艺并用。因此，需风量按高瓦斯煤层回采工作面及掘进进工作面需风量同时计算，并适当取一范围值供作施工参考。

(1) 高瓦斯矿井回采工作面风量计算[3]：（按回风道瓦斯浓度不超过0.8%）

$$Q_c = \frac{Q_{mk} \cdot K_c \cdot K_b}{0.008} \tag{4-2}$$

式中，Q_c ——采煤工作面供风量， m^3/min；

Q_{mk}——采煤工作面瓦斯绝对涌出量之和，m^3/min；

按矿井历年统计资料，以 3~5 m^3/min 计算。

K_b ——备用风量系数，取 1.1；

K_c——瓦斯涌出不均匀系数，炮采取 1.5。

根据（4-2）式，按瓦斯绝对涌出量 3~5 m^3/min 计算，可得采煤工作面供风范围在 619~1031 m^3/min 。

(2)按瓦斯涌出量计算掘进巷道需风量[3]：

$$Q_c = \frac{100Q_{CH_4}}{c - c_0} \cdot K \tag{4-3}$$

式中，Q_c ——掘进迎头需风量，m^3/min；

Q_{CH4}——掘进巷道平均瓦斯涌出量， m^3/min 。根据矿井历年统计资料，按 3~5 m^3/min 计算。

C ——掘进巷道回风流内允许浓度 0.8%；

C_0——掘进巷道进风流内 CH_4 允许浓度，0%；

K ——瓦斯涌出不均衡系数，取 1.6 ；

根据（4-3）式，按绝对瓦斯涌出量 3~5 m^3/min 计算，可得该巷道以掘进方法计算需风量范围为 600~1000 m^3/min 。

由上述两种计算方法可得，该巷道掘进时，无论以采煤方法还是以掘进方法计算，需风量一般要求在 1000 m^3/min 以上 。但由于巷道掘进距离加长，煤壁暴露面积加大，煤壁暴露部分涌出瓦斯同样需要风量稀释。按 1.1 的系数计算，该巷掘进时，按 1100 m^3/min 的风量供风，可满足要求。

4.2.3 掘进巷道的通风阻力的计算

对于全风压通风掘进的巷道，为满足一定数值的供风量，全负压通风系统总进风点与总回汇风点之间的压差，应能满足系统需风量的要求。

根据摩擦阻力计算公式

$$h_{12}=\frac{\alpha LU}{S^3}\cdot Q^2 \qquad (4\text{-}3)$$

式中，h_{12} ——1 点至 2 点间系统摩擦阻力，Pa;

a ——摩擦阻力系数，kg/m^2;

L ——巷道长度， m;

U ——巷道断面周长 ，m;

S ——巷道断面积，m^2;

Q ——通过的风量，m^3/s;

由（4-3）式可知，对于一定的通风网络，其 a、U、S 均可视为常数，Q 也可近似为常数。因此，h 值的大小与巷道长度 L 成正比。 按设计要求，该掘进巷道参数：U 型钢支护巷道，S = 8m^2，U = 11.76m， a = 160 ×10^{-4} kg/m^3，巷道掘进长度最长 800m（双巷按 1600m 计），系统回风段长度 600m，Q = 1100 m^3/min =18.3 m^3/s，则 h = 552.3Pa 。而巷道掘进施工刚刚开始时，阻力 h 是很小的。这种全负压通风路线的长度是不断增加的，因此 h 值也是随着通风路线长度的增加而增加的。

4.2.4 全负压通风系统的可行分析

为了保证向掘进头供给 18.3 m^3/s 的风量，主要通风机提供给这条巷道上的能量要达到 552.3Pa。在方案施工前，我们对该系统中的一个主要风门两侧间的压差进行了测定（即见图 4-1 中回风石门和轨道石门间的双向风门），结果为 668Pa。可见主要通风机提供给此段系统的能量是够足一克服这段系统的通风阻力。

4.3 全负压通风巷道的方案设计

4.3.1 支护方式选择

如图 4-2 所示的布置方式，巷道断面较大，且沿煤层走向方向掘进，巷道的宽度达到了（沿倾斜方向）8~9m 左右，支护是关键问题，本设计用小工作面采煤方法作超前支护支护方式考虑两种方案。

方案一：巷道断面支护采用多元化的方式，即前面采煤时采用绞接梁走向棚，中间以间排距 500×500mm 的布置方式套用锚梁网支护。然后，拆除绞接梁，上邦用 U29 型钢腿配合锚杆、U 型卡、塑料网作支护，中间

用宽×高=2000×2000mm 高水材料充填剂作风幛(墙)，下邦用 U29 带扎角钢棚支护，棚距：中——中 500mm。为防止中间充填部分漏风，从顶至底全部用混凝土将两面喷实，巷道充填支护如图 4-3。

方案二：巷道支护方式采用上下平巷用 U 型棚支护，中间仍采用高水材料充填剂作中间挡墙，巷道断面与第一方案相比有所增加。巷道充填支护如图 4-4。

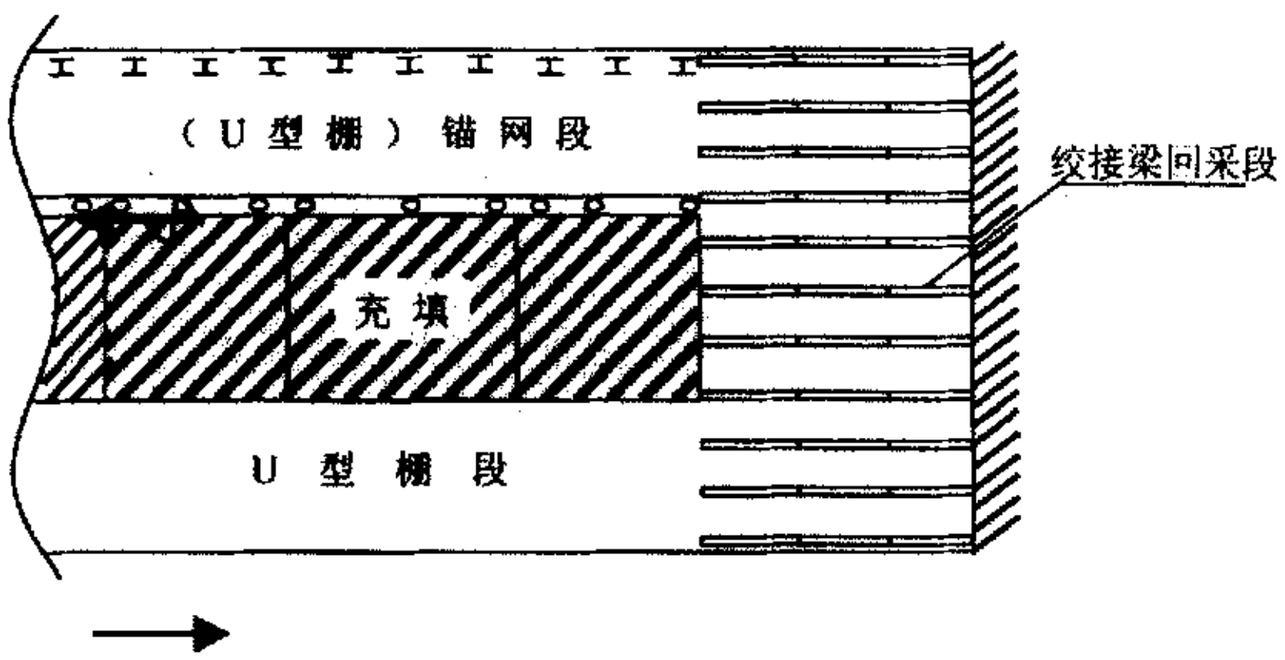


图 4-2　全负压通风巷道平面图

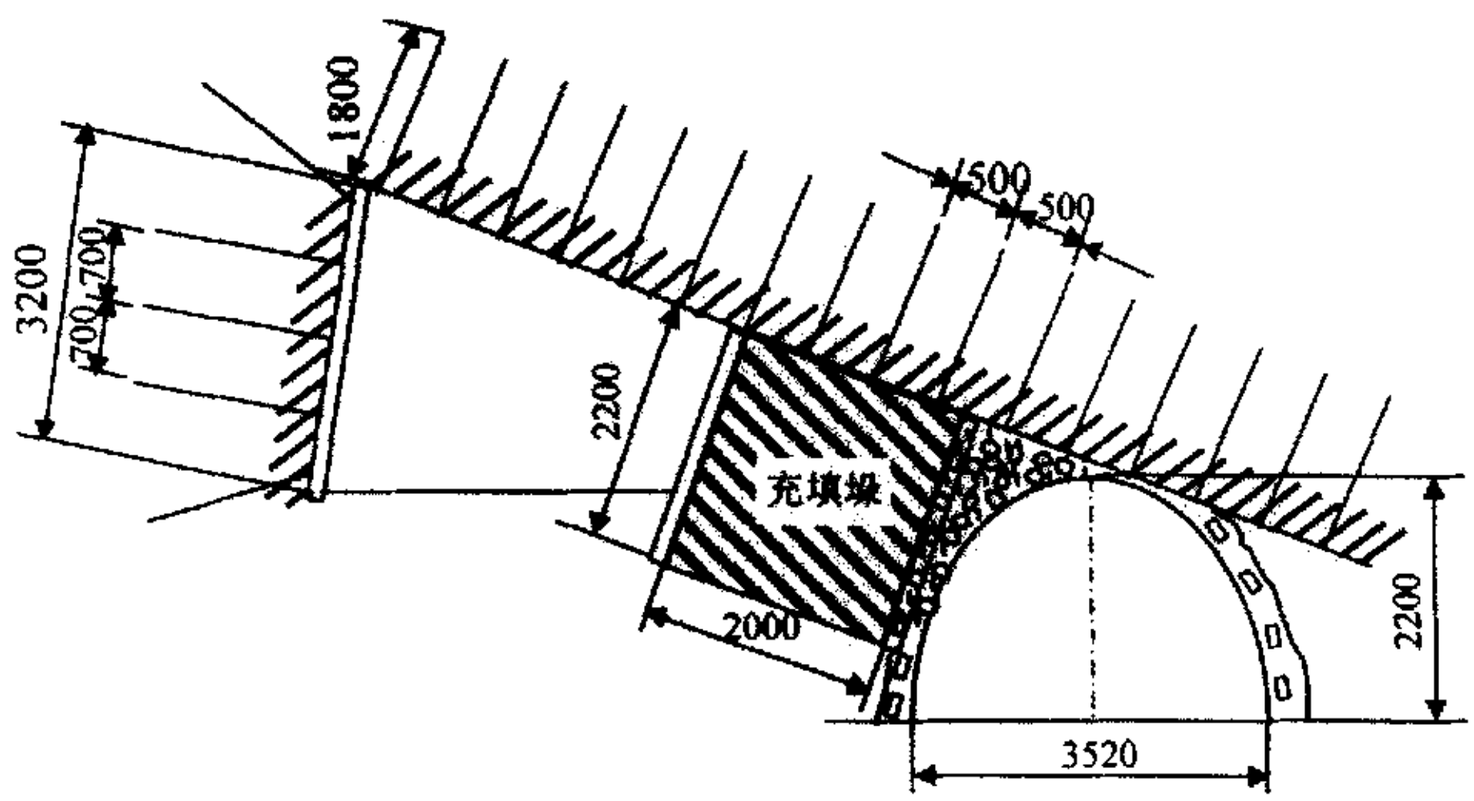


图 4-3　巷道断面图（方案一）

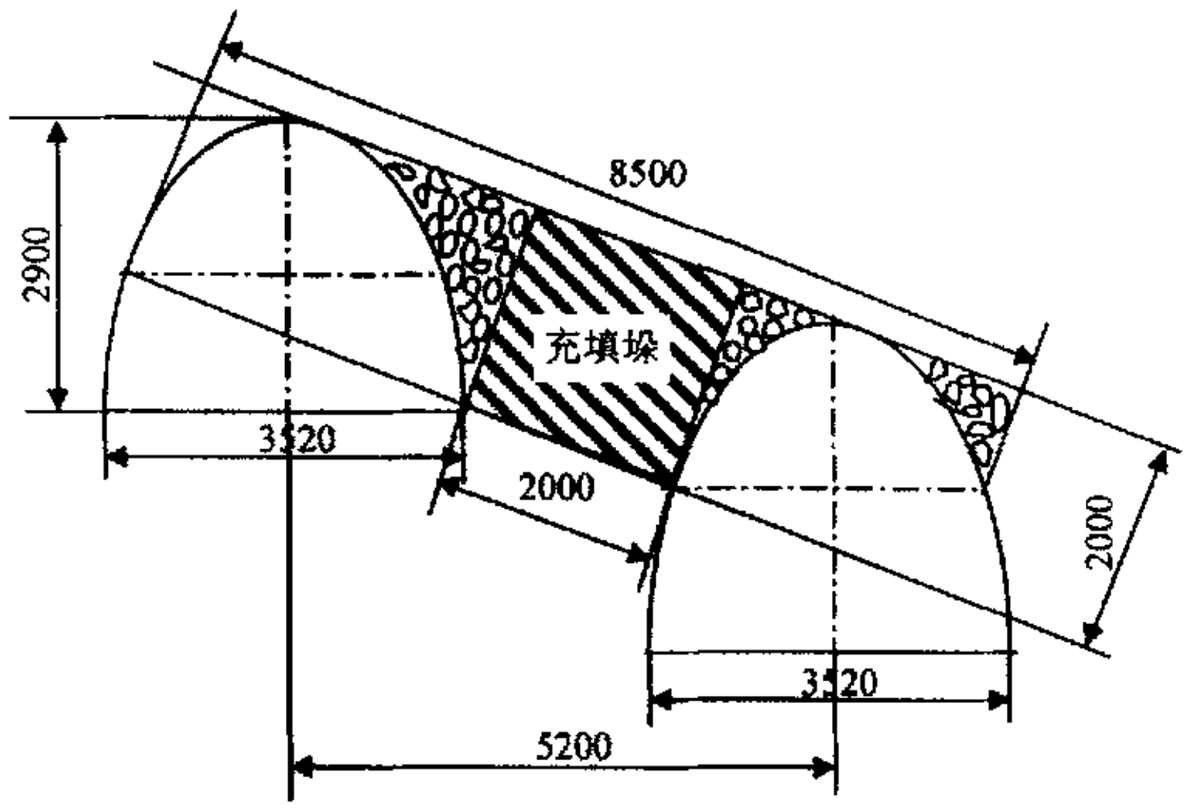


图 4-4 巷道断面图（方案二）

4.3.2 隔墙的充填

中间隔墙部分利用高水材料充填剂作为建造材料。充填前，先将充填材料装入编织袋，在隔墙两边垛起来，再向其中间充填高水充填材料，在掘进过程中，采用采、掘、充一体化施工方式。

4.4 全负压通风巷道掘进过程中的瓦斯涌出及漏风特性

4.4.1 瓦斯涌出特性

在巷道掘进过程中，我们通过环境监测系统，实时的监测了掘进工作面风流中的瓦斯浓度(由 T1 探头监测)和回风流中的瓦斯浓度（由 T2 探头监测)。

掘进工作面回风流中的瓦斯浓度监测结果见图 4-5。掘进工作面

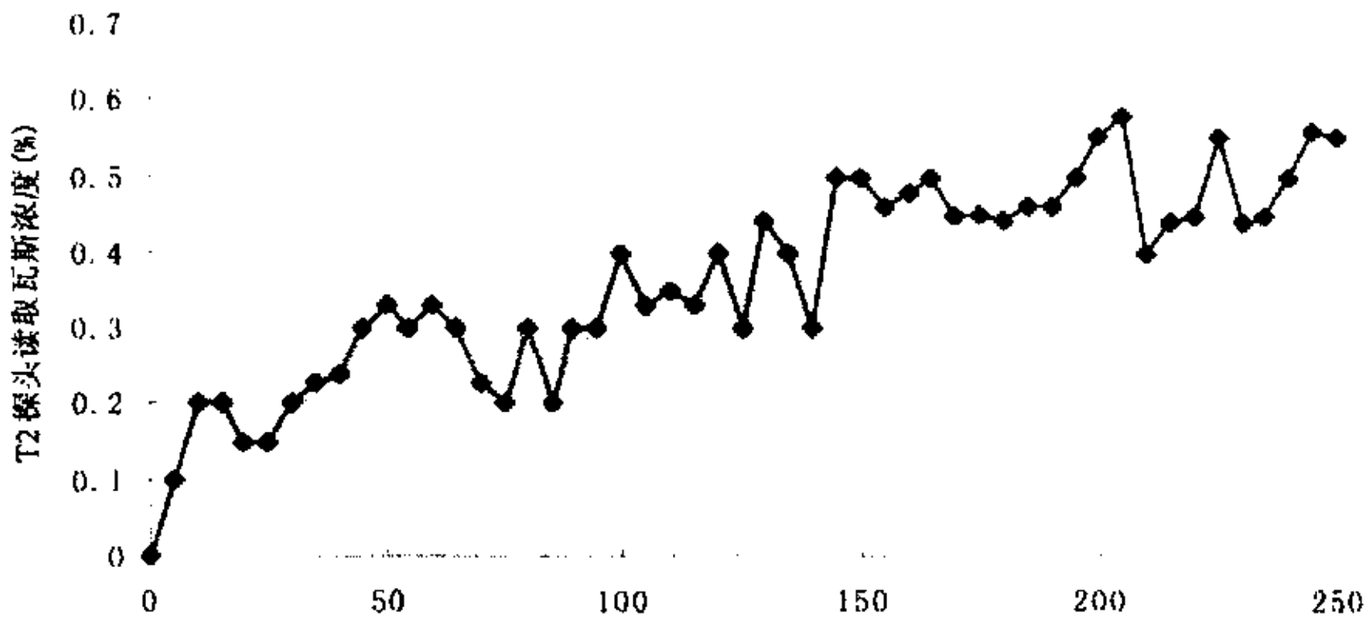


图 4-5 掘进工作面回风流中瓦斯浓度监测

风流中的瓦斯浓度监测结果见图 4-6。

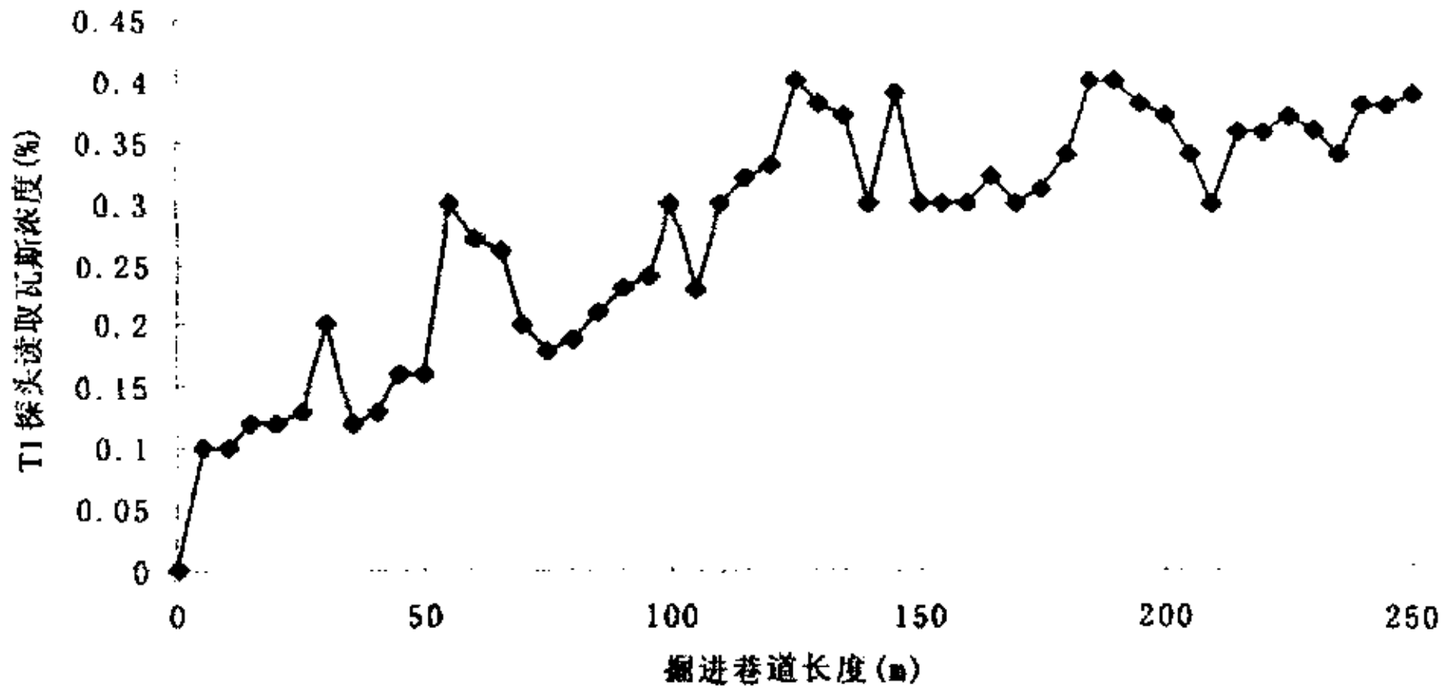


图 4-6 掘进工作面风流中瓦斯浓度监测结果

从设置在掘进巷道内的两个瓦斯探头的监测结果可见，随着掘进巷道的延深，两个瓦斯探头 T1、T2 监测到的风流中的瓦斯浓度在逐渐增高。T1 探头监测到的瓦斯是来自于进风巷煤壁和掘进头煤体释放出的瓦斯。T2 探头监测到的瓦斯是进、回巷煤壁和掘进头煤壁释放出的瓦斯。

4.4.2 漏风特性与阻力分布

在巷道掘进期间，定时对掘进头的风量进行了监测，其监测结果见图 4-7。

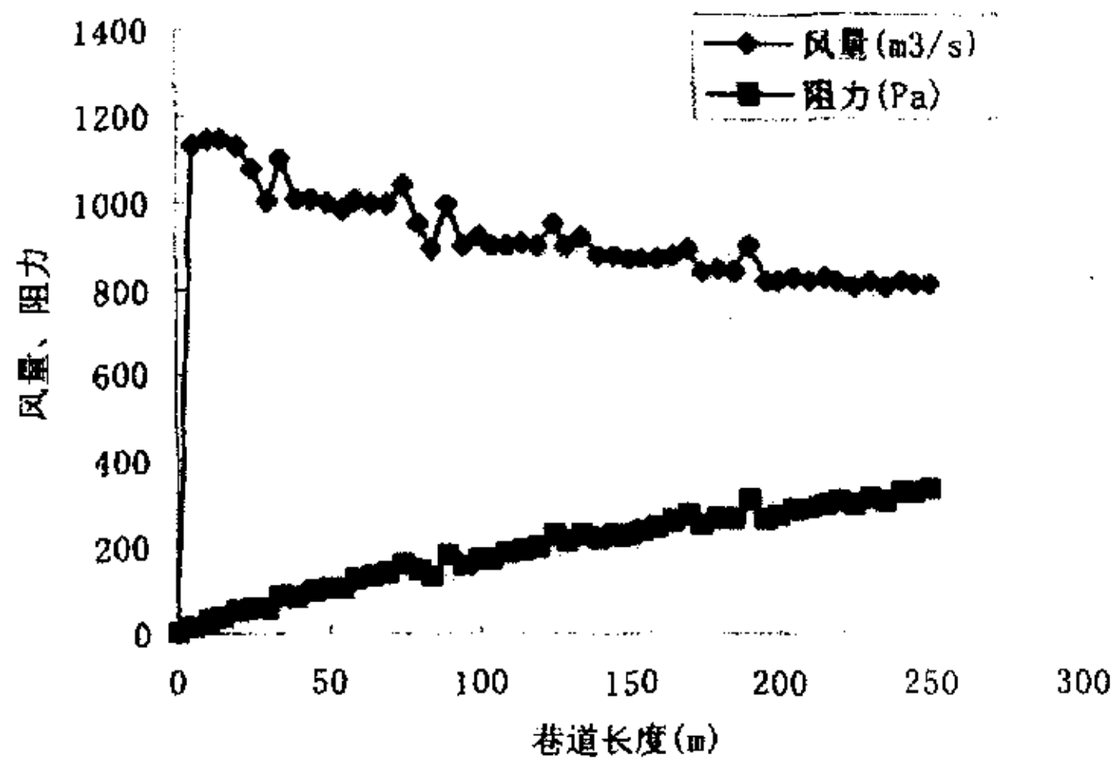


图 4-7 漏风特性与阻力分布

从上图可见，随着巷道的掘进，其漏风量增大，工作面的风量逐步减少。巷道通风阻力则随巷道掘进阻力增大。

4.5 掘进巷道全负压通风技术分析

(1)掘进巷道全负压通风技术分析，利用现有通风系统，减少了局部通风机的数量，节省了电耗：按前述计算 1100 m^3/min 风量，尚需要 28 kW 局部通风机 3~4 台。而采用全负压通风技术，减少了局部通风机、风筒、开关等设备占有率，相关工人等。同时，利用全矿系统负压供风，风流稳定，使用风量范围可在系统内调整，不受设备运转故障影响，便于安全生产管理，矿井系统主要通风机装置不需要增加功率。

(2)独头巷道使用局部通风机通风属于正压通风，巷道污染源既有周期的炮烟，又有连续性的瓦斯，同时还有持续不断的含尘风流。全负压通风的双巷掘进，有效地解决了掘进巷道中的各类污染源影响。下侧平巷始终处在系统的新鲜风流中，净化了巷道环境，减少了对人体的影响。

(3)在高瓦斯且具有突出危险的煤层中掘进巷道，瓦斯含量高，瓦斯压力大是造成突出危险的主要因素。正压通风的巷道不宜于瓦斯的逸出；采用抽出式的通风方式，整条巷道始终处于负压状态，低于正常的大气压，有利于掘进工作面瓦斯的释放，减少了突出危险。

(4) 大断面巷道掘进，其施工方式相当于采煤工作面采用放炮落煤方式前进。改变大断面独头煤巷支护方式，形成煤层超前松动卸压，缩小煤体的应力集中区域，减少了突出危险，迎头采面暴露面积大，也有利于瓦斯应力释放。

(5) 双巷掘进，中间用高水材料充填剂形成隔离墙，做到了一巷两用，上平巷可作为上段回采时的运输顺槽，下平巷可作为主要进风顺槽、行人、回收等辅助巷，有利于工作面防尘、生产等，并且条件适宜时可作为下段回采时的上风巷，减少了重新掘进一条巷道的时间，有利于生产准备工作。

(6)提高了资源回收率。一条巷道分别为上下两个阶段开采服务，避免了原来上下段煤层平巷留一定煤柱的布置方式，减少了资源的浪费。

(7) 全负压通风巷道掘进的费用概算。假设按照第二方案设计断面，双巷掘进采用 U 型棚支护，中间用 2m×2.2m 高水材料充填袋隔离，则总掘进费用约在 6000 元/米。即每米巷道：U 型棚费用为 2×2500 元；高水

材料充填剂材料加人工费 1000 元（巷道前方采煤所用的绞接梁可多次复用，不计在内）。巷道总掘进断面为 22 m^2 左右，B_{11} 槽煤层容重按 1.54t/m^3 计算，则可获得煤量约为 34 t 。按目前市场煤炭销价，则可得 6800 元左右，掘进费用和获得煤炭销售额基本持平。另外，U 型棚尚可回收复用。所以全负压通风巷道施工费用低、安全。

4.6 注意的问题

(1)煤与瓦斯突出煤层工作面的回采和掘进：必须按有关规定进行防突效果检验，严禁超采超掘。炮后瓦斯较大时，要采用适当的放炮方式。同时，与其相配套的瓦斯抽排措施、安全防护措施必须齐全，防突系统完善。

(2)掘进工作面必须配备专职的瓦斯检测员，不仅要经常检测迎头瓦斯涌出量的大小，还需对全风压通风系统的通风设施进行经常性的检查，确保风流稳定和掘进头的供风量，并对中间隔离墙漏风状况进行检测。适当调整全负压通风系统的压差，减少中间隔离墙漏风，发现漏风较大时应及时补喷堵漏。

(3)为确保安全及设备运转正常，掘进头要安设瓦斯自动检测报警断电装置，并在进、回风流的适当位置安设瓦斯探头，保证进、回风流中的瓦斯不超限。

(4)在下平巷（进风巷）中的后方安设备用局部通风机一台，以防全负压通风系统的供风量出现不足或瓦斯涌出量较大时，采用辅助供风方法确保掘进头的供风量。

(5)巷道进、回风流在掘进头形成一弧形转折，工作面上、下隅角处不易供风，易造成瓦斯积聚，炮前炮后要加强对这两处的瓦斯检查。

5 主要结论与展望

6.1 主要结论

本文以煤层瓦斯赋存及煤层瓦斯流动理论为基础，根据流体在多孔介质中的质量守恒定律，以钻孔周围煤体瓦斯流动场为研究对象，建立了顺煤层钻孔周围煤体瓦斯流动的数学方程，利用计算机对瓦斯流场、瓦斯抽放量与瓦斯抽放率等进行了模拟，并系统地分析了顺煤层抽放瓦斯钻孔的合理参数选取的关键技术。并以淮南矿业集团新庄孜矿 $52\frac{1}{3}$ 掘进工作面进行了现场试验，对抽放效果进行了考察。大断面煤巷掘进瓦斯治理及全负压通风试验研究，得出结论如下：

（1）由模拟软件计算结果可知，抽放负压在 0~0.03MPa 范围内，对抽放瓦斯量影响不大，以回采工作面顺层钻孔抽放瓦斯为例，抽放时间为 120 天，单位长度钻孔瓦斯抽放量，0MPa 时为 543.821m^3，0.03MPa 时为 545.029m^3，0.3MPa 时为 542.311m^3，因此抽放负压的选择应在 0.01MPa~0.30MPa 范围内为宜，应根据瓦斯抽放设备、抽放负压的限定值与抽放管路的密封性情况加以选择；这与实际抽放负压为 0.015MPa 相一致，这时可获得较好的抽放效果。

（2）钻孔间距、直径和抽放时间对瓦斯抽放率的影响

在时间相同时，随着钻孔间距的增大，瓦斯抽放率逐渐减小，但减小的幅度亦逐渐减小；在时间相同时，直径越大抽放率越高，但其增长的幅度远比直径增长的幅度小；总的来说，煤层瓦斯抽放率取决于钻孔间距、钻孔直径和抽放时间，钻孔间距越小，抽放率越高；钻孔直径越大，抽放时间越长，抽放率越高。在相同条件下，要想提高瓦斯抽放率，缩小钻孔间距比增大钻孔直径效果更明显。

（3）掘进巷道全负压通风技术分析，利用现有通风系统，减少了局部通风机的数量，节省了电耗：按前述计算 1100 m^3/min 风量，尚需要 28 kW 局部通风机 3~4 台。而采用全负压通风技术，减少了局部通风机、风筒、开关等设备占有率，相关工人等。同时，利用全矿系统负压供风，风流稳定，使用风量范围可在系统内调整，不受设备运转故障影响，便于安全生产管理，矿井系统主要通风机装置不需要增加功率。

（4）独头巷道使用局部通风机通风属于正压通风，巷道污染源既有周期的炮烟，又有连续性的瓦斯，同时还有持续不断的含尘风流。全负压通风的双巷掘进，有效地解决了掘进巷道中的各类污染源影响。下侧平巷始终处在系统的新鲜风流中，净化了巷道环境，减少了对人体的影响。

（5）在高瓦斯且具有突出危险的煤层中掘进巷道，瓦斯含量高，瓦斯压力大是造成突出危险的主要因素。正压通风的巷道不宜于瓦斯的逸出；采用抽出式的通风方式，整条巷道始终处于负压状态，低于正常的大气压，有利于掘进工作面瓦斯的释放，减少了突出危险。

（6）大断面巷道掘进，其施工方式相当于采煤工作面采用放炮落煤方式前进。改变大断面独头煤巷支护方式，形成煤层超前松动卸压，缩小煤体的应力集中区域，减少了突出危险，迎头采面暴露面积大，也有利于瓦斯应力释放。

（7）双巷掘进，中间用高水材料充填剂形成隔离墙，做到了一巷两用，上平巷可作为上段回采时的运输顺槽，下平巷可作为主要进风顺槽、行人、回收等辅助巷，有利于工作面防尘、生产等，并且条件适宜时可作为下段回采时的上风巷，减少了重新掘进一条巷道的时间，有利于生产准备工作。

（8）提高了资源回收率。一条巷道分别为上下两个阶段开采服务，避免了原来上下段煤层平巷留一定煤柱的布置方式，减少了资源的浪费。

（9）全负压通风巷道掘进的费用概算。假设按照第二方案设计断面，双巷掘进采用U型棚支护，中间用2m×2.2m高水材料充填袋隔离，则总掘进费用约在6000元/米。即每米巷道：U型棚费用为2×2500元；高水材料充填剂材料加人工费1000元（巷道前方采煤所用的绞接梁可多次复用，不计在内）。巷道总掘进断面为22 m^2左右，B11槽煤层容重按1.54t/m^3计算，则可获得煤量约为34 t。按目前市场煤炭销价，则可得6800元左右，掘进费用和获得煤炭销售额基本持平。另外，U型棚尚可回收复用。所以全负压通风巷道施工费用低、安全。

（10）煤与瓦斯突出煤层工作面的回采和掘进：必须按有关规定进行防突效果检验，严禁超采超掘。炮后瓦斯较大时，要采用适当的放炮方式。同时，与其相配套的瓦斯抽排措施、安全防护措施必须齐全，防突系统完善。

（11）掘进工作面必须配备专职的瓦斯检测员，不仅要经常检测迎头瓦斯涌出量的大小，还需对全风压通风系统的通风设施进行经常性的检查，

确保风流稳定和掘进头的供风量，并对中间隔离墙漏风状况进行检测。适当调整全负压通风系统的压差，减少中间隔离墙漏风，发现漏风较大时应及时补喷堵漏。

（12）为确保安全及设备运转正常，掘进头要安设瓦斯自动检测报警断电装置，并在进、回风流的适当位置安设瓦斯探头，保证进、回风流中的瓦斯不超限。

（13）在下平巷（进风巷）中的后方安设备用局部通风机一台，以防全负压通风系统的供风量出现不足或瓦斯涌出量较大时，采用辅助供风方法确保掘进头的供风量。

6.2 展望

关于巷道应力变化圈和瓦斯抽放钻孔瓦斯流场的数值计算，已具有了较多的优点、完善的功能，对矿井抽放瓦斯参数的选取具有重要的实用价值，但随着矿业开采技术的成熟与进步，需对其进一步补充、完善，因此，展望如下：

（1）在煤体中开掘巷道时，巷道周围将产生卸压圈，如能准确测定其影响范围并得出卸压前后与煤层透气性的变化情况，则模拟结果更能与实际相符合；

（2）随着技术进步，采用增大煤层透气性系数的方法将会不断改进，如何测定其影响范围及透气性系数数值尚需研究。

（3）大断面煤巷掘进全负压通风，虽然对解决瓦斯灾害了一定作用，但其施工方案尚需进一步完善。

致 谢

论文始终是在导师刘泽功教授的悉心指导和热情关怀下完成的，无论是论文选题、思路的形成，还是编写、修改、定稿都倾注了导师的大量心血和汗水。三年来，在学习和生活中导师都给予了极大的关心、支持和帮助。刘泽功教授亲临新庄矿进行现场试验指导，在科学研究的道路上给予了我无限的关心、鼓励和教导，值此论文完成之际，谨向刘老师致以由衷的敬意和深深的谢意！

在论文工作期间，安全工程教研室的张国枢教授、戴广龙副教授、石必明副教授、王佰顺副教授、吕品副教授、何启林副教授给予了悉心的指导；淮南矿业集团新庄孜矿夏仕柏总工程师、张安福通风副总也给予了极大的帮助；王广军工程师和任克斌工程师在论文工作期间为我提供了极大的方便；另外安全工程教研室研究生韩云龙、邓明、王勇史长胜等也给予了热情的帮助及提供了许多宝贵意见，在此一并表示感谢！

论文中引用、参考了部分专著和文献中的有关资料，在此也向这些专著和文献的作者表示深深的谢意！

由于作者水平和时间的限制，文中难免有不足、错误之处，敬请各位专家、老师批评指正，以便在今后的学习和工作中逐步改进和完善，谢谢大家。

研究生：孙森

2003 年 11 月 5 日

参考文献

1、张国枢、刘泽功等，通风安全学，中国矿业大学出版社.2000 年 2 月第 1 版。

2、中华人民共和国煤炭工业部制定，煤矿安全规程，煤炭工业出版社，2001 年第 1 版。

3、中华人民共和国煤炭工业部制定，防治煤与瓦斯突出细则。煤炭工业出版社，1995 年第 1 版。

4、中华人民共和国煤炭工业部制定，矿井瓦斯抽放管理规范。煤炭工业出版社，1997 年第 1 版。

5、蒋承林、俞启香，煤与瓦斯突出的球壳失稳机理及防治技术，中国矿业大学出版社.1998 年第 1 版。

6、中国矿业学院瓦斯组，煤和瓦斯突出的防治。煤炭工业出版社，1979 年第 1 版。

7、刘泽功，开采煤层顶板抽放瓦斯流场分析。 矿业安全与环保，2000.3。

8、刘泽功，通风安全工程计算机模拟与预测.煤炭工业出版社..1997 年第 1 版。

9、于不凡，煤矿瓦斯灾害防治及利用技术手册.北京：煤炭工业出版社.2000 年。

10、林柏泉、张建国，矿井瓦斯抽放理论与技术.徐州：中国矿业大学出版社.1996 年。

11、赵庆波、刘兵，世界煤层气工业发展现状.北京：地质出版社.1998 年

12、 叶建设，顶板巷道抽放采空区瓦斯技术的研究：[学位论文] .淮南：淮南工业学院，1999。

13、方俊，边抽边掘抽放瓦斯技术的研究：[学位论文] .淮南：淮南工业学院，2000。

14、林海燕、袁修干，抽放钻孔瓦斯流动解算及其软件设计.煤，1999（3）

15、俞启香编著，矿井瓦斯防治.徐州:中国矿业大学出版社，1992 年 2 月

16、韩云龙， 顺煤层钻孔抽放瓦斯数值模拟与应用研究：[学位论文] 。安徽理工大学，2003。

17、袁亮， 淮南矿区煤巷掘进边抽边掘瓦斯抽放技术研究：[学位论文] 。安徽理工大学，2003。

18、梁运培、刘见中， 抽放巷道煤壁瓦斯渗流规律的研究，煤，2000 年（6）。

19、周世宁、林柏泉，煤层瓦斯赋存与流动理论.北京：煤炭工业出版社.1997年。

20、 刘雪峰等。矿井通风安全管理计算方法与程序设计.徐州：中国矿业大学出版社.1991 年。

21、刘华编著.C++Builder4.0 编程与实例.北京： 科学技术出版社.2000 年。

22、廖强华等.基于 Borland C++Builder 和 MATLAB 的混合编程的研究.上海：计算机工程 2001（3）。

23、MATLAB C Math Library User's Guide，Version1.2.Math Works，1998

24、 刘志俭等编著.MATLAB 应用程序接口用户指南.北京： 科学出版社.2001 年。

25 孙森等，高瓦斯煤巷掘进全负压通风技术探讨.矿业安全与环保，1999（6）。

26 周世宁，电子计算机在研究煤层瓦斯流动理论中的应用.煤炭学报，1983（2）。

27、周世宁，瓦斯在煤层中流动的机理.煤炭学报，1990（1）。

28 许波、刘征，MatLab 工程数学应用.北京： 清华大学出版社.2000 年。

29 梁志刚等译，C++Builder5 开发人员指南.北京： 机械工业出版社.2000年。

30、清宏计算机工作室编著.C++Builder 编程技巧.北京： 机械工业出版社.2001 年。

31、储开颜等.VC 与 MATLAB 的接口及其实现.上海：计算机工程 2000(3)。

32、苏金明，阮沈勇.MATLAB6.1 实用指南（上册）.北京： 电子工业出版社.2002 年 1 月。