

Abstract

In this thesis, the author discusses in more detail the character of Y-type ventilation system with two inlets and one return, and simulates the law of gas flow and the distribution of gas concentration in full-mechanized mining working face based on data about 1115(1) full-mechanized mining working face of Huai Nan Guqiao coal mine. The author contrasted the result of simulation with metrical data , and in-depth analysis the law of emission gas which from gob .

At first, the author summarizes the law and the theory about the flow of gas from gob based on literature. Secondly, the author summarizes the technic about gas harnessing. In the next, the author studies the theory about porous medium and seepage. In order to meet the precision of parameter when simulating by computer, the author studies porosity and resistance of air leakage, and then establishes the mathematical model, programs User-Defined Function. The author simulates the situation of air flow field in gob area and gas field by using FLUENT (CFD software). The law about the situation of air flow field in gob and gas field is concluded by simulating. The author gathers lots of metrical dats. The result of simulation is proved correctness by comparing.

To sum up, the author analyse the in more detail the character of some ventilation manner. It is proved that Y-type ventilation system with two inlets and one return is very good for gas harnessing.

Figure [34] table [3] reference [74]

Key Words: Y-type ventilation system; gob area; gas field; numerical simulation

Chinese books catalog: TD712

独创性声明

本人声明所呈交的学位论文是本人在导师指导下进行的研究工作及取得的研究成果。据我所知，除了文中特别加以标注和致谢的地方以外，论文中不包含其他人已经发表或撰写过的研究成果，也不包含为获得安徽理工大学或其他教育机构的学位或证书而使用过的材料。与我一同工作的同志对本研究所做的任何贡献均已在论文中作了明确的说明并表示谢意。

学位论文作者签名：戚立锋 日期：2009年6月10日

学位论文版权使用授权书

本学位论文作者完全了解安徽理工大学有保留、使用学位论文的规定，即：研究生在校攻读学位期间论文工作的知识产权单位属于安徽理工大学。学校有权保留并向国家有关部门或机构送交论文的复印件和磁盘，允许论文被查阅和借阅。本人授权安徽理工大学可以将学位论文的全部或部分内容编入有关数据库进行检索，可以采用影印、缩印或扫描等复制手段保存、汇编学位论文。（保密的学位论文在解密后适用本授权书）

学位论文作者签名：戚立锋 签字日期：2009年6月10日

导师签名：袁明 签字日期：2009年6月10日

引 言

瓦斯是危害矿井安全生产的重要因素。瓦斯灾害是煤矿中最严重的灾害之一。瓦斯对矿井安全的威胁主要有爆炸、突出、窒息等三种形式，特别是瓦斯爆炸和煤与瓦斯突出给煤矿企业带来的危害极大，严重威胁着井下人员的生命和矿井设施的安全，还会引起煤尘爆炸、矿井火灾、井巷垮塌等二次灾害。传统的 U 型通风系统，不能很好的解决巷道瓦斯超限问题，尤为突出的是工作面上隅角，是受瓦斯影响最大的地方，瓦斯浓度常常超标。造成这种现象的最根本原因是采空区漏风流场易于引起上隅角瓦斯积聚。虽然可以采用各种技术手段对 U 型通风系统进行改进，但效果并不特别明显。对于瓦斯涌出量较大的工作面，采用两进一回 Y 型通风系统可以很好地解决回风流中瓦斯浓度过高和上隅角瓦斯积聚的问题。

两进一回 Y 型通风系统可以在采煤工作面的上、下巷同时进风，而其中的副进风巷在采空区的部分变为回风巷，并在巷旁充填支护。这种形式的工作面通风方式不仅可以从根本上解决上隅角瓦斯积聚问题，而且运煤、各种管道、设备都在新风中，在回风巷中无轨道、管路及电缆等，大大提高了回风巷的安全性。研究表明，Y 型通风工作面能位最低点是留巷的末端（而 U 型通风工作面上隅角是能位的最低点），因此不会产生上隅角瓦斯积聚现象，如果主、副进风巷风量分配合理，两进一回 Y 型通风方式完全可以彻底解决上隅角瓦斯超限问题。

本文针对顾桥矿 1115(1)工作面，采用计算机模拟方法，对两进一回 Y 型通风采空区瓦斯流场进行了细致的分析和研究，得出了采空区瓦斯流场分布规律。

1 绪论

1.1 矿井瓦斯的来源及危害

我国是世界上最大的煤炭生产国和消费国,在一次能源消费构成中,煤炭的比例占到70%以上。我国的煤炭开采主要采用地下作业的方式进行,其中大部分是瓦斯矿井,有些矿井不但瓦斯涌出量大、煤与瓦斯突出现象也相当频繁。据相关统计,我国国有重点煤矿属高瓦斯矿井、煤与瓦斯突出矿井达300多个,中国的煤与瓦斯突出总次数占世界突出总次数的1/3以上^[1];不仅如此,瓦斯(瓦斯煤尘)爆炸事故也时有发生。瓦斯事故所造成的损失是巨大的,例如:瓦斯突出可以摧毁井下的各种设备、破坏矿井通风系统、造成人员窒息死亡及煤流埋人,甚至可能引起瓦斯爆炸与火灾事故;瓦斯爆炸会造成大量人员伤亡、严重摧毁井下各种设备、引起煤尘爆炸、矿井火灾、井巷垮塌等二次灾害。据国家煤矿安全监察局统计,2005-2007年全国煤矿发生瓦斯事故405起,死亡2157人,死亡人数居各类煤矿事故首位。因此,瓦斯灾害是威胁矿井安全的重要因素,制约了煤矿的正常生产工作。

1.1.1 矿井瓦斯的来源

广义的矿井瓦斯是指井下有害气体的总称^[2]。主要来源于四个方面:第一,是在煤层与围岩内赋存并能涌入到矿井的气体;第二,是在矿井生产过程中生成的气体;第三,是井下空气与煤、岩、矿物、支架和其它材料之间的化学或生物化学反应生成的气体;第四,是放射性物质蜕变过程生成的或地下水放出的放射性惰性气体氡(Rn)及惰性气体氦(He)。其中,第一来源中主要是有机质在煤化过程中生成的并赋存于煤(岩)中的气体,统称为有机源气体,在有火成岩侵入或碳酸盐受热分解生成的CO₂经断层侵入的煤田,还有无机源气体。

这些不同成因的气体,具有不同组成成分和性质。从安全的观点看,属于可燃可爆炸的气体有甲烷(CH₄)及其同系物烷烃(C_nH_{2n+2})、环烷烃(C_nH_{2n+2})、芳香烃(C₆H₆, CH₃C₆H₅)、H₂、CO、H₂S等等;属于有毒的气体有H₂S、SO₂、CO、NH₃、NO₂、NO等等;属于窒息性气体有N₂, CH₄、CO₂与H₂;属于放射性的气体有氡气。矿井瓦斯各组分在数量上的差别是很大的,煤矿大部分瓦斯来自于煤层,而煤层中的瓦斯一般以甲烷为主,它构成威胁矿工矿井安全的主要危险,所以在煤矿狭义的矿井瓦斯是甲烷。

1.1.2 瓦斯的性质及其赋存方式

甲烷是一种无色、无味、无嗅、可燃的气体，化学性质不活泼，溶于水，在 101.3kPa 条件下，当温度为 0℃ 时 100L 水可溶 3.31L 甲烷；当温度为 ℃ 时 100L 水可溶解 5.56L 甲烷。甲烷对人呼吸系统的影响同氮相似，一定浓度的甲烷可使人窒息。甲烷的扩散速度是空气的 1.34 倍，它会很快地扩散到巷道空间。甲烷的密度为 $0.716\text{kg} / \text{m}^3$ (标准状况下)，为空气密度的 0.554 倍。自然条件下，甲烷在空气中表现出强扩散性，所以它一经与空气均匀混合，就不会因其比重较空气轻而上浮、聚积，因此在矿井中当无瓦斯涌出时，巷道内甲烷的浓度是均匀分布的，当有瓦斯涌出时，甲烷的浓度则呈不均匀分布。在有瓦斯涌出的侧壁附近甲烷的浓度高，有时见到在巷道顶板、冒落区顶部积存瓦斯，这并不是由于甲烷的密度比空气小，而是说明这里的顶部有瓦斯在涌出^[3]。

煤层瓦斯是腐植型有机物在成煤过程中生成的。由于成气过程的复杂性和地质构造的不断演变，不同煤田，甚至同一煤田不同区域煤层的瓦斯含量都有很大的区别。在成煤胶结过程中会产生原生孔隙，而在成煤后的构造运动中也会产生大量的孔隙和裂隙，这就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 个煤层煤的比表面积进行了测定，结果表明最小为 $27.4\text{m}^2 / \text{g}$ ，最大为 $55.13\text{m}^2 / \text{g}$ ，因此，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。

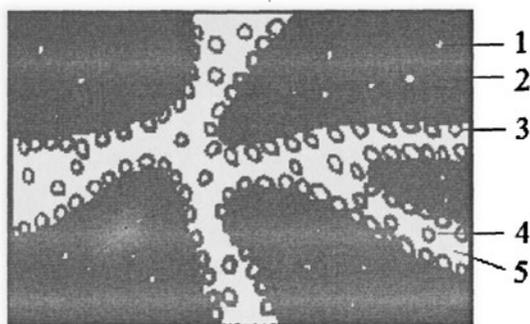


图 1 瓦斯在煤体内的存在形态示意图

Fig.1 Configuration of gass in coal

1—吸收瓦斯；2—煤体；3—吸着瓦斯；4—游离瓦斯；5—孔隙

所谓游离状态(也叫自由状态)，是指瓦斯以自由气体存在，呈现出压力并服从自由气体定律，存在于煤体或围岩的裂隙和较大孔隙(孔径大于 $0.01\mu\text{m}$)内，如图 1 所示。游离瓦斯量的大小与贮存空间的容积和瓦斯压力成正比，与瓦斯温度

成反比。所谓吸附状态,是指瓦斯吸附在煤的微孔表面上和煤的微粒结构内部。吸附瓦斯量的大小,与煤的性质、孔隙结构特点以及瓦斯压力和温度有关。

虽然煤体中的瓦斯含量是一定的,但以游离状态和吸附状态存在的瓦斯量却可以相互转化,这取决于温度和压力以及煤中水分等条件的变化。例如,当温度降低或压力升高时,一部分瓦斯将由游离状态转化为吸附状态,这种现象叫做吸附。反之,如果温度升高或压力降低时,一部分瓦斯就由吸附状态转化为游离状态,这种现象叫做解吸。在现今开采深度内,煤层内的瓦斯主要是以吸附状态存在,游离状态的瓦斯只占总量的10%左右。原苏联科学院矿物资源综合开发研究所1987年的研究表明,在300 m~1200 m开采深度范围内,游离瓦斯仅占5%~12%。但是在断层,大的裂隙、孔洞和砂岩内,瓦斯则主要以游离瓦斯状态赋存^[4]。

1.1.3 矿井瓦斯的危害

矿井瓦斯的危害表现在以下几个方面:第一,污染环境,加剧大气“温室效应”。瓦斯的温室气体效应是二氧化碳的21倍。2006年,我国产生的瓦斯估计为190亿立方米。2007年产生的瓦斯估计为210亿立方米。我国现在可利用的瓦斯仅为10多亿立方米。也就是说,2007年我国有近200亿立方米的瓦斯直接排放到大气中,这对于环境的污染相当严重。第二,可造成瓦斯窒息事故:当空气中甲烷浓度为43%时,人就会感到呼吸非常短促;而当甲烷浓度在空气中达57%时,人就会马上处于昏迷状态,有死亡的危险。第三,当瓦斯浓度低于5%或大于15%时可酿成瓦斯燃烧事故。第四,当瓦斯浓度在5~15%时,可引起瓦斯爆炸事故。第五,产生煤与瓦斯突出事故。另外,瓦斯灾害还可引发二次灾害。

1.2 采空区瓦斯流动相关理论及规律研究现状

矿井瓦斯事故主要发生在采煤工作面,采煤工作面的瓦斯主要有以下三个来源:本煤层瓦斯、邻近层瓦斯、采空区瓦斯。在以上三个来源中,采空区瓦斯的涌出是主要来源,甚至可以占到整个工作面瓦斯来源的75%以上,所以采空区瓦斯涌出一直是煤矿安全生产中的重大隐患。采空区是由采空区内遗煤、上下邻近层有瓦斯解吸和流动的固体煤岩、空隙所组成的空间区域。在采空区内存在两种特性相差很大的空隙:采动空隙和原有空隙。采动空隙的分布往往有很大的随机性,空隙的间距较大,且与工作面采高、冒落带岩块大小及其排列状况、本层和邻近煤岩层的岩性等因素有关,而原有空隙则可被认为只与煤岩性质和原始应力因素

有关,且同一煤岩层的原有空隙相比之下可视为均匀分布。由于采空区内两种空隙的并存,因而瓦斯在采空区内的运移表现为煤块内的解吸、扩散和煤岩采动空隙系统的层流渗透、紊流,其中采动空隙是瓦斯流动的主要通道。在风流由进风巷进入采场时,其中有一部分风流将会漏入采空区中,而作为工作面的漏风汇的上隅角则成为采空区瓦斯涌入工作面的必经之路。所以漏风流把采空区中的瓦斯从上隅角带出,又由于上隅角处的风速很低,引起瓦斯在上隅角的积聚。

另外,相对于空气而言,采空区内瓦斯比空气的密度小,当具有高差时产生“瓦斯风压”的自然上升力,必然使采空区内含高浓度瓦斯的空气向上隅角运移,使上隅角成为采空区高浓度瓦斯集中涌出的地点,这也是上隅角成为工作面采空区瓦斯集中涌出和局部积聚超限的重要原因之一。

综上所述,为了更好的治理工作面及其上隅角的瓦斯隐患,掌握采空区内瓦斯的分布及流动规律具有重要意义。

1.2.1 采空区瓦斯渗流理论及实验研究现状

采空区瓦斯渗流研究是我国渗流力学研究领域正在开拓的一个新方向。建立瓦斯流动介质中瓦斯参量随空间和时间变化的数学模型,即建立起瓦斯渗流的控制方程,是瓦斯流动理论研究中一项最基本的工作。早在本世纪四十年代末,苏联学者已经建立起考虑吸附瓦斯作用在内的煤层瓦斯控制方程。我国的很多学者在这方面也做了大量工作,取得了显著的成绩。

20世纪80年代初,辽宁工程技术大学(原阜新矿业学院)著名力学专家章梦涛^[5]教授,利用渗流理论,将采场中的空气流动视为在工作面和采空区不同介质中的渗流,其中将工作面中的渗流视为空隙率为1的渗流,并依据质量守恒原理建立了统一的数学模型。这是将多孔介质渗流力学首次应用到对采空区流场的研究。20世纪90年代,周世宁^[6]等,在达西定律(Darcy Law)基础上对建立和应用煤层瓦斯流动理论做了开拓性工作,其观点在当前瓦斯渗流的研究中仍然有着指导意义。破碎岩体的渗透率是直接反映采空区渗流特征参数,因此很多专家学者对岩石材料的渗透特性进行了大量的试验分析和研究。2001年,Legrand^[7]采用毛细管模型对破碎岩体渗流时其孔压梯度的实验数据进行了分析,并与特征长度为渗透率的平方根的一个模型进行了比较,得到了每个模型之间结构参数、雷诺数、摩擦因子的关系式。陈占清、缪协兴^[8]分析了影响岩石材料渗透性诸因素,用岩体的灰色结构解释岩石标准试样渗透率试验结果的离散性,指出岩石的内部结构是决定岩石渗透率分散的根本原因,岩石的应力应变状态仅是诱使渗透率变化的外部条

件。余为、李强^[9]等从实际流体的运动微分方程出发,推导出了破碎岩体中的气体渗流微分方程,并进一步结合流-固耦合理论导出了破碎岩体中的流-固耦合随机微分方程,通过自行设计的试验仪器、试验方法,进行了破碎岩体中的气体渗流试验,得出了不同粒径的破碎砂岩的气体渗透率,并给出了破碎岩体中的渗透率变化规律,丰富了破碎岩体中气体的渗流理论和试验方法,对以后该问题的进一步研究具有一定的参考价值。Pradip Kumar^[10]利用一种专门的渗透仪对粗颗粒破碎岩体和大理石的非Darcy收敛流动速度进行了试验研究,并对用于分析破碎岩体流动行为的Forchheimer方程、Missbach方程以及Wilkins方程分别进行了验证;张东明、刘见中^[11]通过分析上隅角瓦斯积聚的根本原因,依据渗流理论,在分析采空区内瓦斯流态的前提下,通过建立采空区瓦斯渗流和分布的数学模型,定出边界条件,对采空区瓦斯流动分布规律进行了研究,为分析上隅角瓦斯浓度分布和预测上隅角瓦斯浓度提供了理论依据。

在采矿工程中,作为承载结构的破碎岩体往往承受较高的轴压或围压,在孔隙率变化的同时其固体颗粒的棱角存在进一步的破碎或细化。对于承压破碎岩体,刘卫群^[12]、马占国^[13]等利用破碎岩石渗透仪(专利号:ZL02 2 19458.4)与MTS815.02型岩石力学试验系统,基于稳态渗透法和轴向应力控制法,研究了不同粒径的破碎砂岩、页岩、煤等岩体在不同应力水平下的水渗流特性。结果表明:渗透系数与轴压之间呈负指数关系变化;轴压一定时渗透系数和粒径按幂次关系变化。李顺才^[14]基于上述试验系统,利用轴向位移控制法,研究了不同粒径的破碎灰岩、煤矸石、砂岩非达西渗透特性随孔隙率的变化规律。结果表明:渗流稳定时破碎岩石的孔压梯度 $\frac{\partial p}{\partial x}$ 与渗流速度 v 之间可用二次多项式 $\frac{\partial p}{\partial x} = -\frac{\mu}{k}v - bv^2$ 来拟合。式

中: μ 为流体的动力学粘度; k 为破碎岩石的渗透率; b 称为Darcy流偏离因子。随着孔隙率的减少,渗透率 k 减少,而Darcy流偏离因子 b 的绝对值增加。刘卫群^[15]利用RFPA2000软件平台,结合支承压力与破碎岩体充实率的关系建立了采空区破碎岩体渗流计算的数值模型,考虑瓦斯释放前后的渗流流量变化近似计算了J型通风采空区各处的瓦斯浓度分布。陈占清、缪协兴^[16]等用谱截断法讨论了采动围岩渗流系统在时变渗透特性和时变边界条件下的动力学响应,建立了Ahmed-Sunada型非Darcy渗流系统的降阶动力学方程,根据数值计算结果提出系统的失稳条件,通过研究渗流系统失稳,分析了煤矿突水的机理。黄先伍、唐平等^[17]认为破碎岩石的渗透特性主要是由孔隙率决定的,孔隙率不仅与当前的应力有关,更取决于加载历史。刘泽功、石必明^[18]等以瓦斯渗流连续和稳定方程、Darcy定律

和Langmuir方程,研究了瓦斯在释放通道壁的渗流规律,并建立了煤层内瓦斯单向渗流的控制方程。

相对于直接研究岩石材料在应力应变等条件下渗透率的变化规律,对采空区破碎岩体的碎胀系数进行研究,进而利用碎胀系数来导出采空区渗流系数的方法,则是截然不同的另一种思路。

缪协兴^[19]等对兖州矿区岩(煤)样进行了碎胀与压实特性研究,测定了岩石(煤)的碎胀系数、碎胀曲线、压实曲线和测压曲线。随后,张振南、缪协兴^[20]又对松散岩块压实破碎进行了试验研究,得出松散岩块的压突破规律。李树刚^[21]以采空区冒落体碎胀特性为划分依据,在将采空区划分为自然堆积区、载荷影响区和压实稳定区的基础上重点分析了采空区岩体的碎胀特性。随后又论述了由于综放面采空区冒落岩体碎胀特性的区别使其内瓦斯的运移形态有所不同^[22]。张冬至^[23]等利用相似材料模型实验及实测资料,研究了采空区上方覆岩在压实过程中碎胀系数随时间、工作面推进及距离煤层高度的变化规律。张永波^[24]等利用相似模拟实验得出采动岩体裂隙分形维数随开采宽度的增加而增大,岩体碎胀系数随采动岩体裂隙分形维数的增大而增大的结论。张俊英^[25]认为长壁全采时位于采空区边界内附近的破碎岩体碎胀系数最大,条带部分开采比长壁全采时岩体的碎胀系数小得多,部分开采时岩体的碎胀系数随高度波浪变化,在加载时煤层区域可压缩量较大。李树刚^[26]通过监测的数据分析了综放面覆岩关键层顶板来压时对采空区瓦斯的影响,得到了综放采空区瓦斯运移分布的特点。李宗翔^[27]等将采空区冒落区看作是非均质变渗透系数的耦合流场,用Kozery理论描述了采空区渗透性系数与岩石冒落碎胀系数的关系,用有限元数值模拟方法求解了采空区风流移动,结合图形技术和具体算例,求解了综放工作面采空区三维流场瓦斯涌出扩散方程。为研究冒落非均质采空区流场流态及其随边界条件的变化,李宗翔^[28]等基于多孔介质渗流方程建立了采空区漏风流态的有限元数值模型。结合现场实例,从宏观上描绘了复杂几何形状采空区的漏风流态(风压分布等值线和流函数线),给出更准确的流态图形分布解。指出用流函数 Laplace 方程修正函数,对复杂形状和沿多边界方向非均质的采空区流场计算,仍能满足流网正交,其正交性可通过剖分网格精度来控制。得到采空区漏风强度沿固壁边界附近的冒落非压实区相对较大,工作面上下端附近处的漏风强度很大,并直通采空区深部。

1.2.2 渗流-扩散理论及实验研究

瓦斯分子在其本身浓度梯度作用下,由高浓度向低浓度方向运移,这就是扩

散。章梦秋^[29]等人对瓦斯在采空区的动力弥散方程进行了推导,同时介绍了流体动力弥散方程在一些特殊情况下的解析解及其在具体情况下的应用。吴强、梁栋^[30]系统阐述了针对通风工程中的风流流动和瓦斯流动、扩散问题,运用流体力学、渗流力学和扩改动力学等理论和方法,建立了具有异重流特性的巷道风流中瓦斯紊流运移、采场风流中瓦斯运移和采动空间煤层双重介质瓦斯流动理论和研究方法,基于计算流体动力学(CFD)原理开展的计算机模拟方法的研究。并分别介绍了回采工作面、巷道、采场空间风流流动结构、瓦斯运移及浓度分布的计算机数值模拟结果,以及邻近煤层瓦斯向开采层采空区流动、回采和掘进过程煤层瓦斯流动等流场的瓦斯流动和压力分布约计算结果。何启林^[31]在假设采空区渗流场与瓦斯浓度分布流场都是二维稳定流场的前提下,根据瓦斯弥散方程和质量守恒定律建立了瓦斯浓度分布流场的数学模型,并利用伽辽金有限算法作出了模拟解算。刘泽功、叶建设^[32]基于煤层采动后上覆岩层所形成的“O”形圈分布特征,探讨了采空区顶板瓦斯抽采巷道的布置原则,并应用流场理论分析了实施顶板抽采瓦斯技术前后采空区等处瓦斯流场的分布特征^[33]。

丁广骧^[34]利用相似理念的基本原理,导出了采场复杂场流在忽略换热和压缩性条件下的准则关系式,随后又在文献^[35]中给出了三维采空区内变密度混合气非线性渗流及扩散运动的基本方程组,并利用 Galerkin 有限元法和上游加权技术对其经过变换的可解方程组进行了求解,丁广骧在文献^[36]以理论流体力学、传质学、多孔介质流体动力学等基本理论,结合矿井大气、瓦斯流动的特殊性,较详细地介绍了矿井大气以及采空区瓦斯的流动。蒋曙光、张人伟^[37]将瓦斯-空气混合气体在采空区中的流动视为在多孔介质中的渗流,应用多孔介质流体力学理论建立了综放采场三维流场的数学模型,并采用上浮加权多单元均衡法对气体流动模型进行了数值解算。齐庆杰、黄伯轩^[38]根据采空区瓦斯运移规律分析了采场瓦斯超限的基本原因,对采场瓦斯治理的技术进行了论述,并给出了几种采场瓦斯治理的方法。李宗翔^[39]从理论上描绘了工作面开采过程中采空区的漏风流态、氧、一氧化碳、瓦斯和温度等分布状态及其动态过程。李宗翔^[40]等又用迎风格式的有限元方法求解了非均质回采采空区流场的瓦斯-大气两相混溶渗流-扩散方程。

以上的这些成果为我国煤矿采空区瓦斯渗流方面的研究提供了理论基础,并为进一步研究提供了理论支撑。

1.3 采空区瓦斯治理技术研究及应用

1.3.1 上隅角瓦斯积聚处理技术研究现状

对于综采面上隅角瓦斯积聚及采空区瓦斯的处理，国内外采用了很多方法，主要分为以下几类：

1. 降低煤层瓦斯含量措施。

降低煤层瓦斯含量措施主要有本煤层瓦斯抽放、邻近层瓦斯抽放和开采解放层等技术措施。瓦斯抽放的优点是适用于瓦斯含量高，仅通风方法解决不了时采用。

2. 消除上隅角瓦斯积聚现象的措施。

消除上隅角瓦斯措施主要有改变工作面通风系统，如采用“Z”、“Y”和“W”型通风；工作面留尾巷。这些方法一般适用于煤层瓦斯含量不高，回采工作面瓦斯绝对涌出量在 $5\text{m}^3/\text{min}$ 以下时，通过与加大风量配合使用效果比较好。但对有煤层自燃发火的回采工作面对防治自燃发火不利。

3. 控制上隅角瓦斯措施。

控制上隅角瓦斯措施主要有采空区瓦斯抽放、采用下行通风、改用俯向伪倾斜推面方式回采和改变回采工作面的控顶方式增加工作面的控顶距离；采用通风方法、采用改变采空区瓦斯储存三个区域的分布方法及利用瓦斯上浮运动使瓦斯向采空区深部移动。这些措施容易实施，但受周围环境因素影响大，稳定性差，且当瓦斯绝对涌出量大于 $5\text{m}^3/\text{min}$ 效果比较差。

4. 稀释上隅角瓦斯浓度措施。

稀释上隅角瓦斯浓度措施常用的有局扇、导风帘等方法。这种措施是迫使一部分风流流经工作面上隅角，将上隅角瓦斯稀释并排出。此法多用于工作面瓦斯涌出量不大，上隅角瓦斯浓度超限幅度不大时。

1.3.2 采空区瓦斯处理技术研究现状

采空区瓦斯的涌出，在矿井瓦斯来源中占有相当的比例，这是由于在瓦斯矿井采煤时，尤其是开采煤层群和厚煤层条件下，邻近煤层、未采分层、围岩、煤柱和工作面丢煤中都会向采空区涌出瓦斯，不仅在工作面开采过程中涌出，并且工作面采完密闭后也仍有瓦斯继续涌出。对采空区瓦斯进行抽放，可防止采空区瓦斯的积聚，减少采空区瓦斯涌出量，消除瓦斯对工作面安全生产的威胁。

我国对采空区的研究非常重视，国家“七五”科技攻关项目“采空区瓦斯抽放技

术”、“九五”科技攻关项目“采空区瓦斯抽放工艺与自控装备的研究”、“十五”科技攻关项目“均压引导抽放采空区瓦斯控制邻近层瓦斯涌出技术与装备的研究”等，都把采空区瓦斯治理作为重大课题来解决。

据不完全统计，2002年，我国共有141个煤矿实施瓦斯抽放，年抽放瓦斯总量达到12.17亿 m^3 。与20世纪50年代初期相比，瓦斯抽放矿井数量增加了25.5倍，年瓦斯抽放量增加了近10倍。煤矿瓦斯抽放不仅是降低矿井瓦斯涌出量、防止瓦斯爆炸和煤与瓦斯突出灾害的重要措施，而且可以变害为利，作为煤炭的伴生资源加以开发利用^[41]。

我国矿井瓦斯抽放技术主要有：从抽放的部位上分为本煤层、顶(底)板邻近层、采空区瓦斯抽放，从抽放时间上分为采掘前(预抽)抽放、边采边抽、采后抽放(采空区)；从抽放的管道形状上分为钻孔抽放、巷道抽放、封闭已采区插管抽放等；从抽放的井上下位置分为井下抽放和地面抽放^[42]。

采空区瓦斯抽放的方式，按采空区状态基本上可划分为两类：半封闭采空区抽放和全封闭采空区抽放^[43]。

1. 半封闭采空区瓦斯抽放

半封闭采空区是指回采工作面后方、工作面回采过程中始终存在、并且随着采面的推进，范围逐渐增加的采空区。由于这种采空区是和通风网路连通的，来源于各个方面的瓦斯涌入采空区后，又涌向工作面并经回风流排出，当采空区积存和涌出瓦斯较大时，将使工作面上隅角或回风流瓦斯经常处于超限状态，有时还可能由于顶板的冒落而引起采空区瓦斯的突然大量涌出，对生产构成很大的威胁。若能通过各种采空区瓦斯的抽放方法，将采空区瓦斯抽出，则就可直接减少工作面的瓦斯涌出量，使回采工作得以安全和顺利进行。半封闭采空区抽放瓦斯在国内外所采用的主要方式有：

1) 向冒落拱上方打钻抽放

钻孔孔底应处在初始冒落拱的上方，以收集处于冒落破坏带中的上部卸压层和未开采的煤分层或下部卸压层涌向采空区的瓦斯。这种抽放方式，效果明显，钻孔单孔瓦斯流量可达2~4 m^3/min 左右，采区瓦斯涌出量比未抽放前可降低20~35%。

2) 插(埋)管抽放

插管法抽放，是把带孔眼的管子在顶板冒落前直接插(砌)入采空区内进行抽放。插管应尽量靠近煤层顶部，处于瓦斯浓度较高的地点。这种方法抽放效果取决于抽出混合气体中的瓦斯浓度和支管中造成的负压这两个主要因素。与“向冒

落拱上方打钻抽放”相比，抽放效率低、抽出的瓦斯浓度不很高，通常只是10~25%，但这种方法成本较低。

3) 在老顶岩石中打水平钻孔抽放

当涌向采空区的瓦斯主要来自开采煤层的顶板之上，而顶板为易于破坏的岩石，从开采层往上打钻抽放有困难时，可采用从回风巷向煤层上部掘斜巷，一直进入稳定的岩石为止，并在斜巷末端作钻场，迎着工作面推进方向打与煤层平行的2~3个钻孔的方式抽瓦斯。这种抽放方式可以取得较好的抽放效果。缺点是效果不稳定。

4) 直接向采空区打钻抽放

当开采的是急倾斜厚煤层时，可以使用直接向采空区打钻抽放瓦斯的方法。常常从运输水平或回风水平的底板岩巷或下部煤层的巷道向采空区打钻。抽放钻孔进入采空区的位置以靠近回风侧、在阶段垂高的0.3左右处为宜。这种方法也适用于倾斜和缓倾斜煤层条件。

5) 顶板尾巷抽放

在工作面开采之前，于开切眼外煤柱内，距工作面回风巷1/3工作面长度处，掘一斜巷至开采层顶部一定高度，再作平巷伸入工作面里一段距离，在巷口密闭插管，待工作面推进一定距离后开始抽放。

6) 工作面尾巷抽放

即在回采工作面具有与回风巷平行的排瓦斯尾巷、采取风排措施还不能解决瓦斯超限问题的条件下，采取的逐段密闭瓦斯尾巷接管抽放采空区瓦斯的一种方式。

7) 地面钻孔抽放

这种采空区瓦斯抽放方式在国外应用得多些。国内也有部分煤矿使用这种瓦斯抽放方式。

2. 全封闭采空区瓦斯抽放

全封闭采空区是指工作面(或采区、矿井)已采完封闭的采空区，也称老采空区。老采空区虽与矿井通风网络隔绝，但采空区中往往积存大量的高浓度瓦斯，它仍有可能通过巷道密闭或隔离煤柱的裂隙往外泄出，从而增加矿井通风的负担和不安全因素。全封闭采空区瓦斯抽放有以下几种不同的方式：

1) 报废矿井抽放瓦斯

报废矿井一般都开采了很大的范围，在采空区内不仅积存大量的瓦斯，并且在较长时间内还会继续涌出瓦斯，可进行瓦斯抽放和利用。报废矿井抽放瓦斯除

必须具备瓦斯储量丰富的条件外，还应具有井下无水和与邻近矿井相隔离及地表密封的条件。具体实施时，对各个井口都要进行密闭，以防漏气。用其中的一个井筒安装管子插入密闭进行抽放，抽放管路在各个水平都要设开口，以便在深部水平充满水和二氧化碳时还能继续进行抽放。

2) 开采已久的老采空区瓦斯抽放

开采已久的采空区内一般仍有大量的瓦斯储存，将这部分瓦斯抽出并加以利用是很有意义的。我国很多矿井都进行了开采已久的老采空区的瓦斯抽放。此外，还有采完不久的采空区瓦斯抽放和地面钻孔抽放等方法。

考察结果表明^[44]：采空区瓦斯最佳抽放位置一般是在距工作面 30~60m 的范围内，且采空区瓦斯抽放应当有一个合理的抽放量，具体是多少可以由实验来确定。例如，平煤试验结果是，采空区瓦斯抽放量(混合量)在 20~30m³/min 之间较为合适。因为这样可以很好地拦截采空区瓦斯向工作面涌出，而且抽出的瓦斯浓度较高，效果明显。

采空区瓦斯抽放对于降低工作面瓦斯涌出量，消除上隅角瓦斯超限和积聚，改善安全状况，起到了一定的作用。实践表明，对采空区瓦斯涌出量较大的综采工作面采用采空区瓦斯抽放(或引排)和处理局部(上隅角)瓦斯积聚等方法，虽在一定程度上缓解和减少了工作面回风瓦斯超限和局部瓦斯积聚问题，但仍存在着一些问题，如采空区瓦斯抽放效果普遍较差，抽放率低等，瓦斯问题仍然没有得到很好的解决。随着技术及材料的进步，Y 型通风方式已经在淮南矿区部分矿井得到了很好的应用，对于综采工作面的瓦斯治理起到了良好效果。

1.4 问题的提出

通过以上论述可知，治理好采空区的瓦斯对彻底解决上隅角瓦斯超限问题起到了关键作用。在众多的上隅角瓦斯治理措施中，很难找到一种完美的、适用于各种矿井条件的方法。相比较而言，对于工作面瓦斯绝对涌出量不大且没有煤层自燃发火倾向的回采工作面，采用 Y 型通风方式治理上隅角瓦斯是一种很好的选择。

综采工作面采用 Y 型通风系统，在同样风量条件下，可以较好地解决工作面上隅角瓦斯积聚和超限问题，改善综采工作面的安全环境，为提高综采面的经济效益创造条件；综采工作面采用 Y 型通风系统，可以提高治理瓦斯的能力，提高综采面单产量，减少综采设备、人员及相应的经费投入，降低采煤成本；综采面采用 Y 型通风系统不仅少掘一条工作面巷道，而且少留相邻工作面间的煤柱，

提高采区的回收率，为国家节约资源；综采面采用 Y 型通风系统，还可以使矿井总风阻降低，节约主扇运行费用。

由于材料、技术等方面的原因，长期以来，Y 型通风系统在我国矿井中的应用受到了很大的限制。但是，随着淮南矿业集团“低透气性煤层群无煤柱煤与瓦斯共采关键技术”课题组在相关技术上所取得的巨大突破，使得在相应的煤矿中推广 Y 型通风系统成为可能。研究成果集成创新了沿空留巷 Y 型通风煤与瓦斯共采关键技术所涉及的理论、技术、材料、装备及工艺系统，在淮南顾桥、新庄孜、皖北卧龙湖等矿成功实施该技术，取得了显著的经济、社会和环境效益，达到了国际领先水平。

目前，国内对于采空区瓦斯流场的研究主要是以 U 型通风采空区为对象，而对于 Y 型通风采空区瓦斯流场的研究却很少，本论文就是在这种背景下，以淮南顾桥矿 1115(1)工作面为对象，对其所采用的二进一回 Y 型通风系统采空区瓦斯流场进行研究。主要研究内容：

- (1) 采场渗透特性分析，通过分析顶板离层规律及采空区岩石碎胀特性，分析采场多孔介质空间的渗透特性；
- (2) 瓦斯在采空区的流动理论分析；
- (3) “二进一回” Y 型通风方式下采空区瓦斯流场的分布规律；
- (4) “二进一回” Y 型通风方式下主、副进风巷采取不同配风比例时工作面的通风效果。

1.5 研究方法和技术路线

1.5.1 研究方法

本课题的研究分三个阶段：第一阶段为理论准备期，主要是通过阅读文献，学习和掌握采空区瓦斯流场研究的相关理论。第二阶段的主要工作为现场测试及数据收集。第三阶段的工作为模拟及综合分析。

课题的研究方法：

- (1) 通过对采空区上覆岩层裂隙分布范围的分析，确定瓦斯在采空区流动的空间；
- (2) 通过对采空区上覆岩层裂隙分布的分析，结合相关经验公式，估算采空区孔隙率、风阻等参数；
- (3) 根据渗流方程和风量边界条件建立采空区气体流动数学模型；

- (4) 利用 Fluent 软件模拟二进一回 Y 型通风方式下采空区瓦斯流场的分布，并据此研究瓦斯流场的分布规律；
- (5) 利用 Fluent 软件模拟二进一回 Y 型通风系统上、下顺槽不同比例风量分配的效果。

1.5.2 技术路线

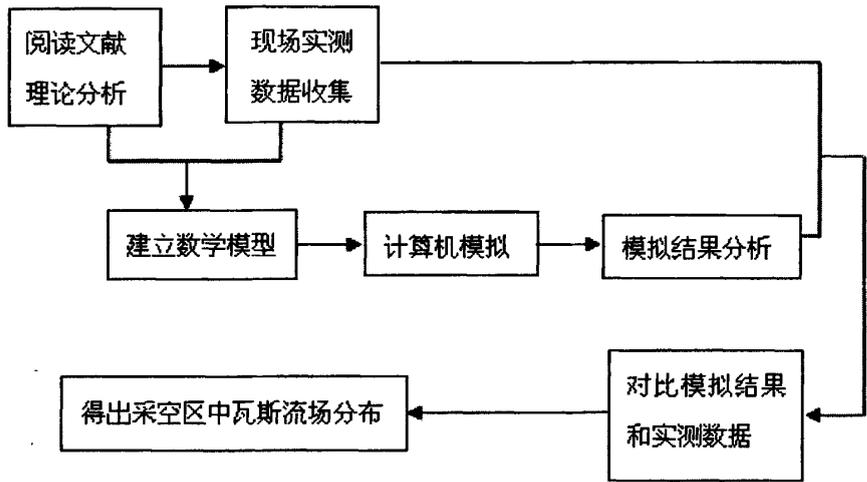


图 2 主要技术路线流程图

Fig.2 Technical route map

2 采煤工作面 Y 型通风方式分析

2.1 工作面通风系统综述

采煤工作面采用何种通风系统，主要取决于以下几个因素：采煤工作面的瓦斯涌出量及分布、工作面的温度、煤层自然发火等。根据采煤工作面进、回风巷道的布置方式和数量，常见的工作面通风系统可分为以下几种类型^[4]：

1. U 型通风系统

U 型通风系统又分为 U 型后退式通风系统和 U 型前进式通风系统两种，U 型通风系统如图 3 所示。工作面通风系统只有一条进风巷道和一条回风巷道。一般情况下，进入工作面的风流端称为源，流出工作面的风流端称为汇，因此，U 型通风工作面又称为一源一汇工作面。实际上，在风流由进风巷进入采场时，其中会有一部分风流漏入采空区中，而作为工作面的漏风汇上隅角则成为采空区瓦斯涌入工作面的必经之路。所以漏风流把采空区中的瓦斯从上隅角带出，又由于上隅角处的风速很低，所以引起上隅角瓦斯的积聚。在两种 U 型通风系统中，U 型后退式通风系统在我国使用最为普遍。其优点是结构简单，巷道施工维修量小，工作面漏风小，风流稳定，易于管理等；缺点是上隅角瓦斯易超限，工作面进、回风巷要提前掘进，维护工作量大。

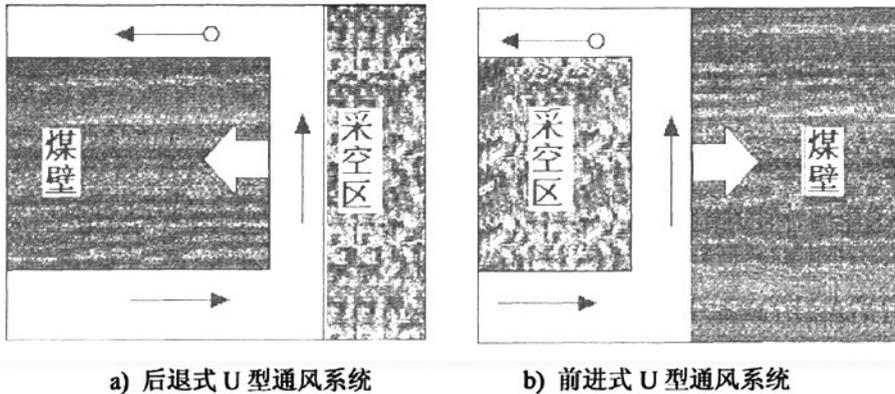


图 3 U 型通风系统

Fig.3 U-type ventilation system

2. Z 型通风系统

Z 型通风系统也分为 Z 型后退式通风系统和 Z 型前进式通风系统两种，如图 4 所示。采用 Z 型后退式通风系统的工作面的采空区瓦斯会随风流直接涌向回风巷。工作面采空区回风侧能用钻孔抽放瓦斯，进风侧不能抽放瓦斯。但 Z 型前进

式通风系统工作面的进风侧沿采空区可以抽放瓦斯，且采空区的瓦斯极易涌向工作面上隅角，其回风侧不能抽放瓦斯。Z型通风系统的采空区漏风，介于采用U型后退式和U型前进式通风系统之间；此种通风系统需要沿空支护巷道和控制经过采空区的漏风，实际使用起来难度较大。

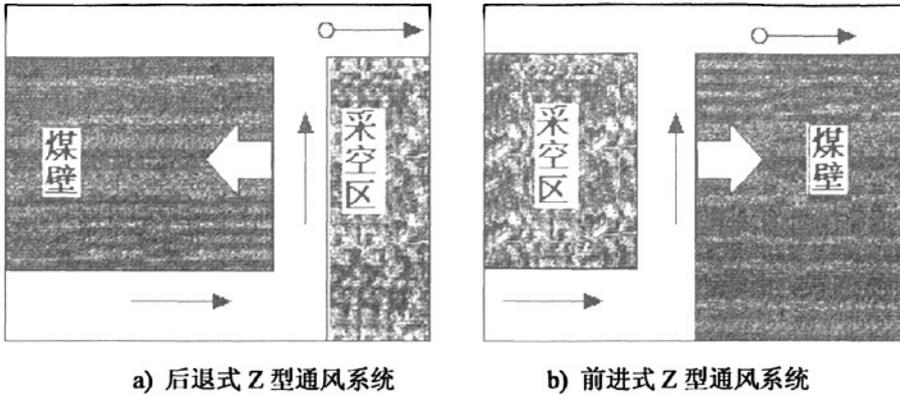


图4 Z型通风系统

Fig.4 Z-type ventilation system

3. H型通风系统

在H型通风系统中，两进两回的通风系统如图5 a)，三进一回系统如图5 b)。其特点是：工作面风量大，采空区瓦斯不涌向工作面，气象条件好，增加了工作面的安全出口，工作面机电设备都在新鲜风流巷道中，通风阻力小，在采空区的回风巷道中可抽放瓦斯，易于控制上隅角的瓦斯；但沿空支护困难。由于有附加巷道，可能影响通风的稳定性，管理复杂。在工作面和采空区的瓦斯涌出量都较大，在入风侧和回风侧都需增加风量以稀释整个工作面的瓦斯时，可考虑采用H型通风系统。

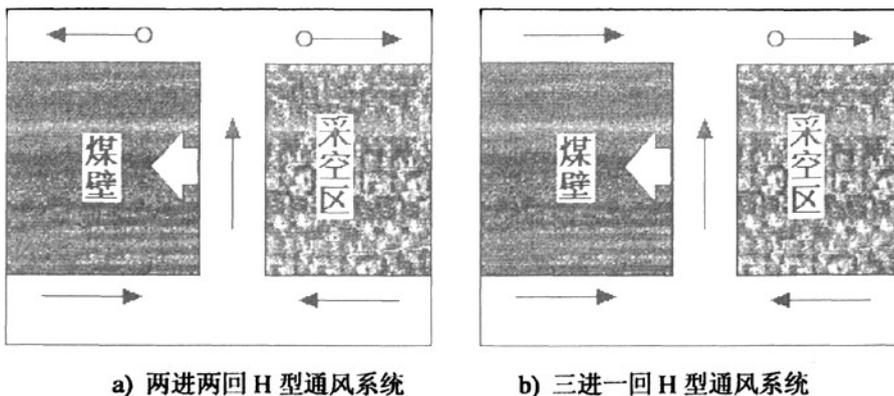


图5 H型通风系统

Fig.5 H-type ventilation system

4. W 型通风系统

也叫双工作面通风系统，有多种布置形式，如图 6 所示。这种通风系统能够增加工作面的风量(在相同地质条件下，W 形工作面风量要比 U、Y 形增加一倍)，适用于长工作面，且安全出口多、运输能力大，能适应工作面产量增加的要求，还有利于煤层的瓦斯抽放，但系统较为复杂，掘进工作量大。

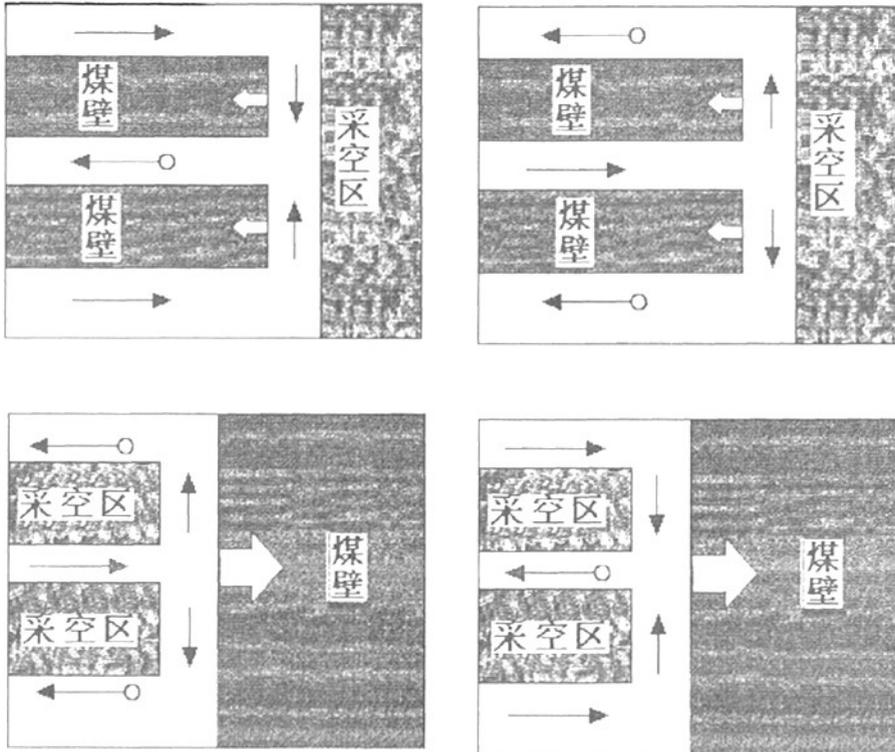


图 6 W 型通风系统

Fig.6 W-type ventilation system

5. Y 型通风系统

这种采煤工作面通风系统是两进一回或一进两回形式的采煤工作面通风系统。因为本文所研究的是两进一回 Y 型通风系统治理上隅角的瓦斯，因此以下仅重点介绍两进一回 Y 型通风系统。两进一回 Y 型通风系统如图 7 所示，其中 a) 为两进一回后退式通风系统，b) 为两进一回前进式通风系统。

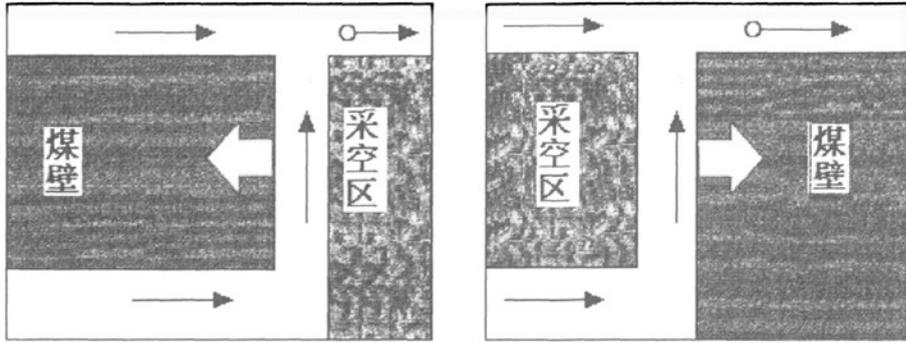


图 7 两进一回 Y 型通风系统

Fig.7 Y-type ventilation system with two inlets and one return

这种通风系统的优点是：对于瓦斯涌出量较大的工作面，解决回风流中瓦斯浓度过高和上隅角瓦斯积聚效果很好，并且可以在上部进风道内抽放瓦斯。Y 型通风巷道系统可以采用风门、风窗，调节供风风流，确保风流场的稳定，同时也可以使工作面回风侧温度有明显的降低。缺点是要求工作面上顺槽沿采区一翼全长预先掘好，且在回采期间始终维护；还需在采区边界开一条为相邻两个采区共用的回风上山，故巷道掘进和维护较困难，且费用较大。

2.2 两进一回 Y 型通风方式特点及相关技术要求

两进一回 Y 型通风系统可以在采煤工作面的上、下巷同时进风，而其中的副进风巷在采空区的部分变为回风巷，并在巷旁充填支护。这种形式的工作面通风方式不仅从根本上解决了上隅角瓦斯的积聚问题，而且运煤、各种管道、设备都在新风中，在回风巷中无轨道、管路及电缆等，这样就大大提高了回风巷的安全性。图 8^{[74][45]}描述了 Y 型通风与 U 型通风风压特征，通过对比可知：U 型通风工作面上隅角是能位的最低点，而 Y 型通风工作面能位最低点是留巷的末端。因此很容易得出结论：Y 型通风上隅角不易产生瓦斯积聚。

两进一回 Y 型通风系统的关键技术就是沿空留巷技术。因为在这种通风系统中需要在采空区中维护一条巷道作为回风巷来使用，所以，受条件的限制，在综放开采条件下，这种通风系统在国内使用较少。这种限制主要体现在两个方面：一个方面是技术的限制，另一个方面是充填材料的限制。技术上的限制主要是指沿空留巷巷道支护技术。

我国沿空留巷技术开始于 20 世纪 50 年代，巷旁支护主要采用矸石垛、密集木支柱等，且仅限于在薄煤层中应用。到了 70 年代，巷旁支护开始采用混凝土砌块和密集金属支柱，并应用于中厚煤层。但这些巷旁支护存在支护阻力不够、可缩

性能不匹配、机械化程度低、劳动强度大和采空区密封性能差等缺点，限制了沿空留巷的使用范围。而世界一些主要产煤国家为了提高生产的安全性、提高资源利用率、提高经济效益往往采用 Z 型通风系统或 Y 型通风系统。他们在沿空留

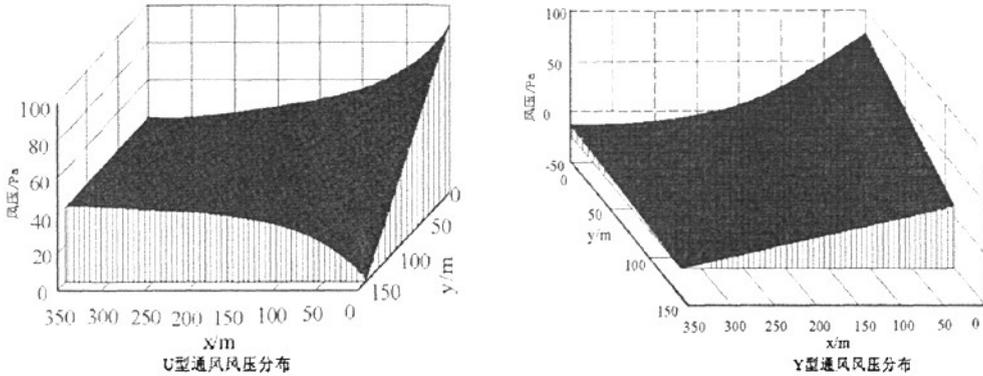


图 8 U 型通风与 Y 型通风风压分布特征

Fig.8 Air pressure distribution of U and Y type ventilation system

巷巷道支护技术上做了很多探索。锚杆支护技术作为一种先进的巷道支护技术，已经得到了广泛的应用。与传统的支护方式相比，锚杆支护在改善支护效果、降低支护成本、加快成巷速度、减轻工人劳动强度、提高巷道断面利用率等方面的优越性十分突出。目前，锚杆支护技术已在外国主要产煤国家得到广泛应用。美国的锚杆支护占整个煤矿支护的比例达90%以上；澳大利亚井下巷道基本上采用了锚杆支护；德、英、法等国的锚杆支护发展经历了一个曲折的历程，目前，法国和德国的锚杆支护比例都已占到了50%以上，英国的锚杆支护比例已达到30%以上。我国从1956年起在煤矿使用锚杆支护，80年代中后期开始对煤巷锚杆支护进行试验研究。截止到1998年，全国煤巷锚杆支护占23.85%，这个比例与锚杆支护先进的国家相比，差距还很大。但近年来，我国煤巷锚杆支护技术发展迅速，基本形成了由设计方法、支护材料、施工机具、工程监测等构成的煤巷锚杆支护成套技术。随着我国煤巷锚杆支护技术的迅速发展，应用范围越来越广。综放沿空掘巷锚杆支护的研究与实践在国内也已开始，并取得了一些成果。实践表明，综放沿空掘巷采用锚杆支护有利于提高巷道掘进速度，降低巷道支护成本^[46]。

充填材料合格与否，也是沿空留巷能否成功的关键。德国的巷旁充填开始是采用硬石膏灰加硅酸盐水泥、矸石加胶结料等低水材料，英国、波兰也发展了这项技术。但英国于1979年试验成功了高水材料巷旁充填技术，至今仍居世界领先地位^[47]。上世纪80年代初，原煤炭工业部为了改变我国在沿空留巷技术方面的落后局面，先后从英国、德国引进了充填材料和充填设备，并在阳泉、开滦、平项

山等矿区进行了工业性试验,取得了较好的效果。同时又组织高等院校、科研单位和生产单位共同进行充填材料和充填设备攻关。经过10多年的研究和试验,到20世纪90年代初,我国充填材料和充填设备已实现了国产化。90年代淮南矿区曾在潘一、潘二、谢一等矿采用高水巷旁充填材料进行了沿空留巷开采试验,因材料的强度和性能不能满足留巷的要求,而告失败。

淮南矿业集团公司为从根本上解决上隅角瓦斯积聚难题、实现高瓦斯矿井无煤柱安全开采的目标,2004年在国内外调研后提出煤层群采用无煤柱快速留巷Y型通风煤气共采研究课题,2005年完成实验室模拟及相关材料、系统设计研究,2006年开始组织技术攻关,采用了德国、波兰等产煤国成功应用的“二进一回”Y型通风治理瓦斯技术。淮南矿业集团公司引进了德国先进的充填设备,采用了可泵、早凝、早强、终凝强度高的新型混凝土膏体材料和充填工艺,保证了留巷的长期稳定、安全、可靠,能够基本上满足支护和采煤工作面快速充填的需要。2007年4月,联合攻关首先在新庄孜矿52110工作面进行一次留巷试验,在获得预期效果后,接着在52210工作面进行二次留巷试验均告成功,实现了淮南矿区第一个Y型通风工作面,并顺利通过近5个月的回采试验,工作面安全推进300多米。在总结攻关取得成效和不足的基础上,顾桥矿1115(1)Y型通风工作面试验,研制使用了充填支架工艺,使沿空留巷充填技术不断得到改进和完善,可广泛用于采高3.5米以下的各类工作面。目前,已有新庄孜矿、顾桥矿、潘一矿等4个工作面使用了Y型通风技术进行回采。丁集矿首采面及潘三矿1792(1)工作面也将应用该项技术进行开采^[48]。

通过对淮南矿业集团顾桥矿的调研,可以看出两进一回Y型通风方式在实际运用过程中有以下几大优势:第一,保证了安全。高瓦斯矿往往在上隅角处积聚了大量的瓦斯,采用两进一回Y型通风系统,没有死角,有效地改善了上隅角处瓦斯浓度过高的现象。第二,降低了温度、改善了作业环境。第三,节约了资源。通过淮南矿业集团顾桥矿的调查发现:该矿的回采率达到了85%。

Y型通风与沿空留巷技术成功应用,解决了上隅角瓦斯经常超限的问题。通过卸压开采,不但有效解决了煤层群及远距离煤层安全开采问题,可少打巷道,节约成本,所留设巷道可以替代高低抽巷,并对邻近的煤层瓦斯进行抽采,而且可缩短通风路线,降低通风负压,实现无煤柱开采,节约大量煤炭资源。

Y型通风与沿空留巷技术联合攻关取得成功,与德国、波兰等国应用的技术相比:第一,突破了短距离、单轨吊系统的制约,实现了充填材料长距离运输,最长运输距离可达450米;第二,突破了高添量的限制,使粉煤灰及碎矸石等材

料添加量达到 35% 以上, 实现了环保节约的目的; 第三, 突破了采深大于 600 米的工作面, 采用锚杆支护获得成功。

2.3 顾桥矿 1115(1)工作面 Y 型通风方式介绍

2.3.1 工作面概况

1. 煤层情况

11-2 煤层为黑色煤层赋层稳定, 煤层结构复杂 (局部有两层夹矸), 本工作面煤厚为 2.5~3.61m, 平均厚为 2.94m, 倾角 3~10°, 平均 5°。煤层以块状及粉末状为主, 内生裂隙发育, 煤岩成分以亮煤为主, 次为暗煤, 属半亮型。受断层和滑动构造影响煤层厚度变化较大, 一般含有 2~3 层碳质泥岩夹矸。

2. 煤层顶底板情况

11-2 煤直接顶为复合顶板, 由砂质泥岩, 泥岩和 11-3 煤层组成, 其中薄煤层不稳定, 个别地段老顶砂岩直接覆盖在煤层之上。

老顶: 砂岩, 灰白色~乳白色, 厚层状, 细中粒结构, 钙质胶结, 层面含暗色矿物, 具平行层理和交错层理。厚度 18.56 m。

直接顶: 泥岩, 灰色~深灰色, 滑面发育, 具滑感, 夹薄煤层, 厚度为 0~3.6m。

伪顶: 炭质泥岩, 黑色, 染手, 较破碎。厚度为 0~0.6 m。

直接底: 泥岩、铝土质泥岩, 灰色~深灰色, 泥质胶结, 含植物化石, 夹 1~2 层薄煤层, 厚度为 12.11 m。

3. 工作面概况

北一 11-2 煤层为顾桥矿首采煤层, 北一 11-2 采区分为上、下山单翼开采, 北一 11-2 上山采区首采面为 1117(1)工作面正在回采, 1115(1)工作面是首采面的接替面。工作面位于北一 11-2 上山采区中部偏上, 为北一 11-2 上山采区五阶段, 走向布置, 周围及上、下煤层均未开采。工作面南起北一 11-2 上山采区四条上山, 北至 F87 断层, 东西分别到设计运输顺槽和轨道顺槽。工作面走向长度为 2709.9m, 倾斜长度 220.54m, 回采标高-765~-650m 之间。工作面煤层赋存稳定, 直接顶为 0~3.6m 泥岩, 老顶为 18.56m 砂岩, 直接底为 12.11m 泥及铝土岩, 平均煤厚为 2.94m, 倾角为 3°~5°开采面积为 621651.06m²。

顾桥矿在本工作面首次采用混凝土膏体材料充填沿空留巷技术, 并形成 Y 型通风系统, 以降低煤炭资源的损失, 有效解决工作面接替及瓦斯治理难度, 缓解高温地温问题。

2.3.2 工作面参数

工作面走向长度为 2709.9m，倾斜长为 220.54m，工业储量为 2558715.8t。可采储量 2430780t。根据顾桥矿煤柱预留实际情况，本工作面南与 F87 断层间留煤柱 50m，运输顺槽与 1116(1)工作面轨道顺槽留净煤柱 7 米，轨道顺槽为一次沿空留巷，留巷后作为下一工作面 1114(1)工作面轨道顺槽。

2.3.3 巷道布置

本工作面为顾桥矿首次采用沿空留巷 Y 型通风方式。工作面采用两巷加一借用巷道(三巷)布置方式，巷道分别为 1115(1)运输顺槽、轨道顺槽和借用巷 1114(1)运输顺槽前期作为该面回采时总回风巷，三巷为平行布置方式，其中运输顺槽为机轨合一。

1. 巷道布置

1) 1115(1)运输顺槽为实体巷道方位 0° ，该巷为机轨合一布置，胶带输送机布置在巷道下帮，轨道布置在上帮，为了前期掘进出煤将运输顺槽向南顺延与 11-2 煤层回风上山相连通，生产出煤通过阶段小煤眼溜到胶带机上山胶带输送机运入采区煤仓。设备与材料的提运则通过采区轨道上山与第六中部车场进入运输顺槽及工作面。为了保证胶带机运输效率及无极绳绞车运输，巷道起伏坡度应不大于 10° 。

2) 1115(1)轨道顺槽为一次沿空留巷巷道，平行于运输顺槽布置为实体巷道方位 0° 。为了前期掘进时出煤将轨道顺槽向南顺延与 11-2 煤层回风上山相连，设备材料的提运则通过采区轨道上山与第六中部车场进入轨道顺槽及工作面。为了保证无极绳绞车运输巷道起伏坡度应不大于 10° 。

3) 借用巷道 1114(1)运输顺槽，前期是 1115(1)工作面 Y 型通风回风巷，从轨道上山开始，平行与 1115(1)轨道顺槽布置为实体巷道方位为 0° 。通过 1114(1)运输回风联巷分别与北一 11-2 上山采区煤层回风上山和顶板岩石回风上山相连，构成 1115(1)工作面回采时回风系统。

4) 开切眼布置在距 F87 断面 50m 处，与运输顺槽夹角 90° 布置。

5) 1115(1)运输顺槽回风联巷，从运输顺槽拔门施工运输回风联巷与北一 11-2 上山采区岩石回风上山连接，构成运输顺槽掘进时回风通道。

6) 1115(1)轨道顺槽回风联巷，从轨道顺槽拔门施工轨道回风联巷分别与北一 11-2 上山采区煤层回风上山和采区岩石回风上山相通，构成轨道顺槽掘进的回风

通道,也是为两条回风上山之间相互调整风量服务。

7) 1114(1)运输顺槽回风联巷,从 1114(1)运输顺槽拔门施工回风联巷分别与 11-2 采区煤层回风上山和采区岩石回风上山连通,形成 1114(1)运输顺槽掘进和 1115(1)工作面回采时回风系统。

8) 边界煤层回风上山,沿 1115(1)工作面开切眼,垂直向上施工与 1114(1) 运输顺槽连接,形成 1115(1)和 1114(1)之间一段边界煤层回风上山勾通两工作面,形成 1115(1)回采时回风通道。图 9 为 1115(1)工作面通风系统。

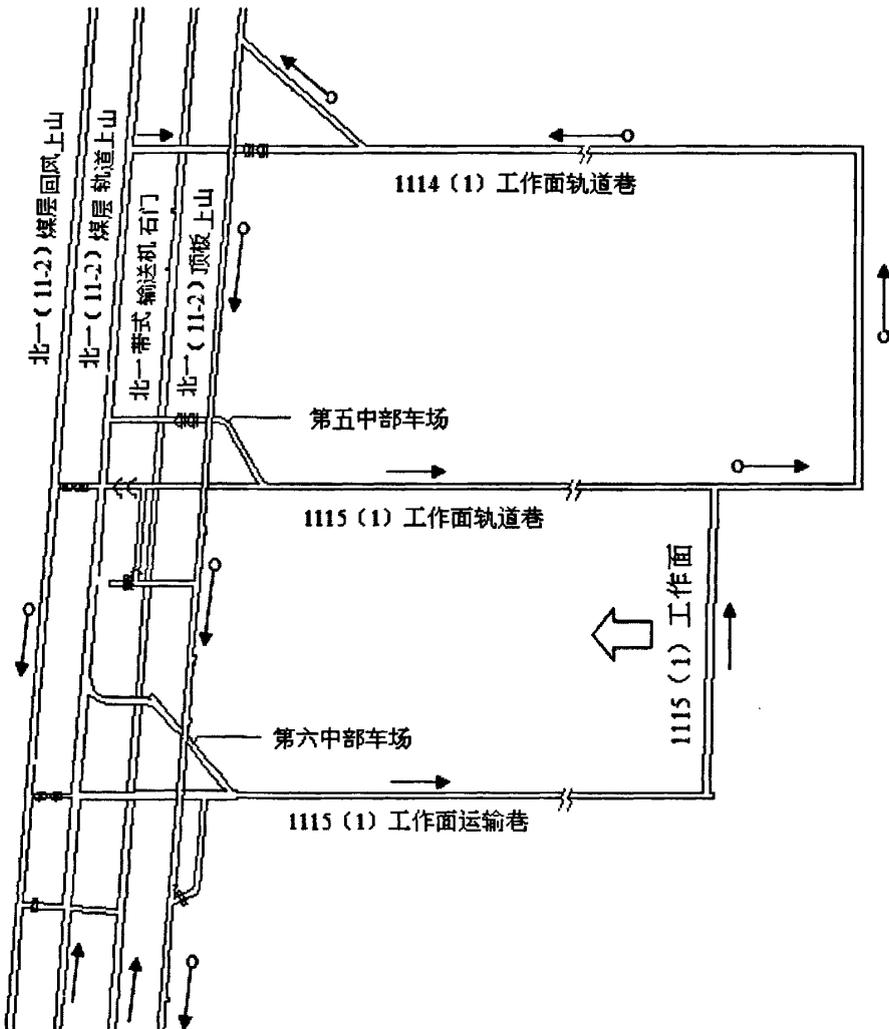


图 9 1115(1)工作面通风系统

Fig. 9 Ventilation system of 1115(1) coalface

2. 巷道断面及支护参数

本设计的 1115(1)工作面运、轨顺槽及 1114(1)运顺均为实体巷道,运、轨顺

槽及切眼均沿 11-2 煤顶板施工, 根据该工作面地质条件, 初步确定该面锚网梁支护如下:

1) 1115(1)运输顺槽锚梁网支护设计

运输顺槽为一矩形断面, 宽 \times 中高 $=5.0\times3.2\text{m}=16.00\text{m}^2$, 具体支护参数如下:

(1) 巷道顶板采用 6 根螺纹钢预拉力等强锚杆配合 T \times 4800mmM5 型钢带, 再加上 12# 槽钢和锚索、12# 金属网联合支护。

(2) 巷帮采用 4 根螺纹钢预拉力等强锚杆配合钢带(29000 \times 178 \times 3mm)、12# 金属网联合支护。

(3) 在断层破碎带附近及顶板淋水段, 采用 U 型钢棚支护。

2) 1115(1)轨道顺槽(一次沿空留巷巷道)锚梁网支护设计

轨道顺槽为一次沿空留巷巷道, 需加强支护, 轨道顺槽为一矩形断面, 宽 \times 中高 $=5\times3.4\text{m}=17\text{m}^2$, 具体支护参数如下:

(1) 巷道顶板采用 7 根螺纹钢预拉力等强锚杆配合 T \times 4800mmM5 钢带, 再加上 12# 槽钢和锚索、边角桁架锚索(4500mm) 12# 金属网联合支护。

(2) 巷帮采用 5 根螺纹钢预拉力等强锚杆配合 T \times 3200mmM5 钢带、12# 金属网联合支护, 其中底部锚杆与水平面夹角 20°。

(3) 在断层破碎带附近及顶板淋水段, 采用 U 型钢棚支护。

3) 1114(1)运输顺槽及边界煤层回风上山锚梁网支护设计与 1115(1)轨道顺槽锚梁网支护设计相同。

4) 开切眼锚梁网支护设计

切眼导洞为一矩形断面, 宽 \times 中高 $=4.6\times3.2\text{m}=14.72\text{m}^2$, 具体支护参数如下:

(1) 巷道顶板采用 6 根螺纹钢预拉力等强锚杆配合 M5 钢带, 再加上 12# 槽钢和锚索、12# 金属网联合支护。

(2) 老塘帮采用四根螺纹钢预拉力等强锚杆配合钢带、钢板条、12# 金属网联合支护。

(3) 扩面帮采用 3 根玻璃钢锚杆和木托板(300 \times 300 \times 50mm), 12# 金属网联合支护, 上、下相邻排锚杆沿巷道纵向交错布置, 错距 0.4m。

5) 扩面支护参数

切眼采用导洞法施工, 首次掘进宽度 4.6m, 高 3.2m, 扩面后切眼最终宽度为 7.2m, 高 3.2m。

(1) 切眼掘进时在拨门交岔点处打两排加固挑棚, 在切眼中部距迎头不超过 50m 处, 打一排挑棚, 切眼贯通后距老塘侧帮 0.6m 处再打一处挑棚, 挑棚由

DZ32-35 单体支柱与 4.0m 长的工字钢组成，一梁四柱。

(2) 切眼扩宽 2.6m，扩面巷顶板，采用 3 根螺纹钢预拉力等强锚杆配合 M5 钢带，再加上 12# 槽钢和锚索、12# 金属网联合支护。

(3) 帮部采用 3 根玻璃钢锚杆和木托板(300×300×50mm) 12# 金属网联合支护，上、下相邻排锚杆沿巷道纵向显交错布置，错距 0.4m。

6) 岩巷支护参数

(1) 采用锚喷支护，锚杆为螺纹钢预拉力等强锚杆，锚杆长度为 2000mm，直径 $\Phi 20$ mm，间排距 800×800mm，喷后为 100mm，强度等级为 C20。

(2) 顶板破碎段，采用架棚支护，直墙半圆拱 U29 型钢支架，支架间距 500~600mm，外背钢筋网背板。

2.3.4 采煤工艺与顶板管理

1. 采煤方法

根据顾桥矿北一 11-2 上山采区巷道布置方式，结合 11-2 煤层赋存情况和地质构造分布特点，确定采用单一走向长壁、顶板自然垮落、后退式综合机械化采煤方法，正常回采期间工作面沿 11-2 煤层顶板回采，一次采全高。

2. 顶板管理

根据煤层顶板岩性，直接顶板能随着液压支架的前移及时冒落，冒落矸石能及时充填采空区，本工作面采用顶板自然垮落管理顶板。

2.3.5 沿空留巷充填技术简介

沿空留巷充填材料使用淮南矿业集团自行研制成功的 CHCT 材料，充填结束后 2~3 小时可脱模；5 小时抗压强度 1.82MPa；充填料浆硬化后，其 1、2、3、7、28 天抗压强度分别可达 5、10、12、15 和 28MPa。

1. CHCT 充填材料组份^[74]：见表 2。

2. 充填工艺流程^[74]：

快速留巷巷旁充填工艺系统包括：地面干混充填料制备系统、干混充填料由地面至井下泵站运输系统、干混充填料送至充填泵料斗上料系统、充填料浆的制备与泵送系统和充填支架模板系统。

主要充填工艺过程如下：由地面专门生产线按设计配合比生产出干混充填材料，以袋装或专用集装箱散装运至井下泵站；用螺旋输送机或带式输送机将干混充填料送至充填泵料斗；在充填泵中加水搅拌均匀后经充填管路泵送至充填模内；

新拌混合料在充填模内自流平密实，自然养护，待硬化产生一定强度后拆模。如图 10 所示。

表 2 CHCT 充填材料组份

Tab.2 CHCT composition of filling material

序号	成分	比例/%	备注
1	水泥	10~20	
2	粉煤灰	7~40	
3	石子	15~40	质量百分比
4	砂	15~25	
5	水	10~30	
6	复合外加剂	掺量按水泥和粉煤灰总质量的 0.5~2.0%	

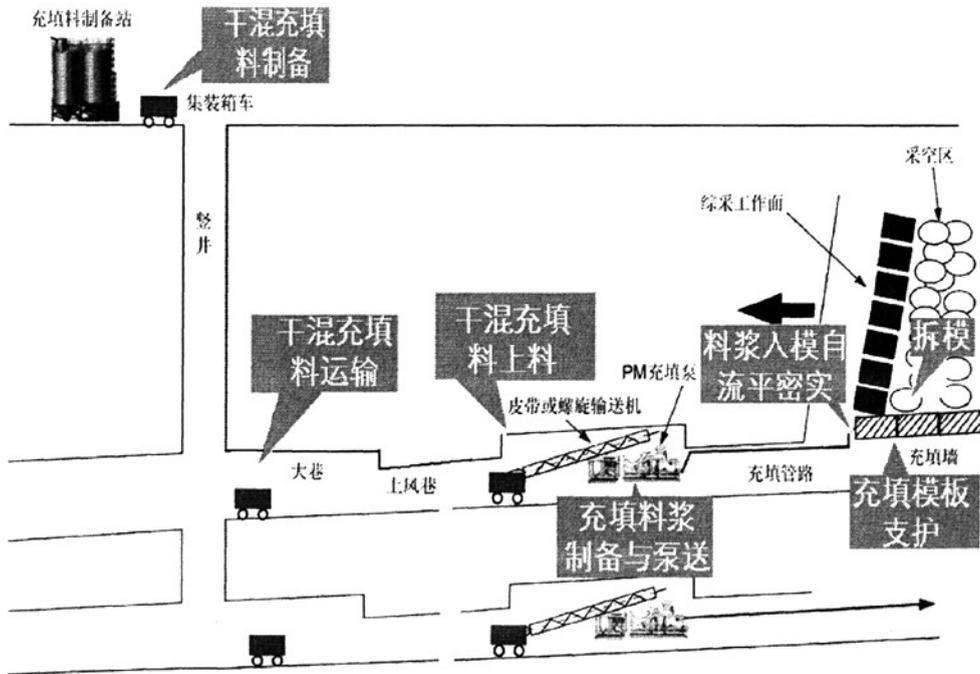


图 10 充填工艺流程

Fig.10 Process of filling

3 多孔介质基础理论及采空区渗透性分析

3.1 多孔介质基础理论

多孔介质是由多相物质所占据的共同空间，也是多相物质共存的一种组合体，没有固体骨架的那部分空间叫做孔隙，由液体或气体或气液两相共同占有，相对于其中一相来说，其他相都弥散在其中，并以固相为固体骨架，构成空隙空间的某些孔洞相互连通。

根据多孔介质本身特点可知，孔隙之大小及其分布是多孔介质的重要特征。而根据孔隙大小，又可将其分为三类：当空隙空间甚小，以致使固体分子与流体分子间的分子作用力不可忽略时，称之为分子间隙；当空隙足够大，以致使流体流动只取决于孔隙壁面时，则称之为洞穴；介乎上述两者之间的空间称作孔隙。采空区内空隙介质的特点是：第一，空隙的分布具有很大的随机性，孔隙较大，与工作面采高、冒落带岩块大小和排列状况、本层和邻近煤岩层岩性及原始应力等因素有关。第二，空隙介质的特性尺寸和渗透性都很大。由于采场空隙介质的特点，瓦斯在采空区内的运移表现为：瓦斯在采空区漏风的作用下，沿大量的采动孔隙构成的极其复杂的空隙系统运移。采场内岩块间的空隙相对整个采空区是比较小的，岩块间的空隙是连通的。根据采空区内空隙介质的特征，可采用流体力学理论进行采空区气体流动的研究。

若从多孔介质中流体的质量、动量和能量传递过程所受作用力的不同去分类，可分为：当流体的重力效应与毛细效应比较可忽略时，称为毛细多孔体；当重力与毛细力相当时，则称为多孔物质。若从多孔介质固体骨架（或空隙）的分布特性去区别，又可分为有序多孔介质（如等径球体的规则排列所形成的多孔颗粒层）以及随机多孔物体（如面包、土壤等）。

多孔介质中的传质过程包括：

1. 分子扩散，这是由于流体分子的无规则随机运动或固体微观粒子的运动而引起的质量传递，它与热量传递中的导热机理相对应。

2. 对流传质，这是由于流体的宏观运动而引起的质量传递。它既包括流体与固体骨架壁面之间的传质，也包括两种不混溶的流体（含汽液两相）之间的对流传质。按流体流态的不同，单相流体对流传质又有层流传质与湍流传质之分，气（汽）液两相流体则有更多的不同流态传质。对流传质对应于热量传递中的对流换热。显然，空隙中流体的宏观运动是由毛细力、压力、重力等所引起的。由毛细力引

起的宏观对流传质称为毛细对流传质，而由压力梯度引起的对流传质则称为渗透传质。由于空隙通道的弯曲性、无定向性与随机性，因此，以上两种对流传质规律亦具有分子扩散相类似的随机性质。带有随机性的质量传递过程，统统归纳为质量扩散传递，并将质量传递过程分为分子扩散、毛细扩散与渗透扩散三种。其中分子扩散是由流体分子的无规则随机运动而形成的质量扩散，毛细扩散是由毛细力引起的孔隙内流体之对流传质；渗透扩散则是由压力等所引起的对流传质^[49]。

3.2 采空区渗流理论基础

采空区（又称采动空间），一般是由采空区内遗煤，上、下邻近层有瓦斯解吸和流动的固体煤岩，以及空隙所组成的空间区域，在这个区域中，存在两种特征相差很大的空隙，即采动空隙和原有空隙，其中，采动空隙的分布具有很大的随机性，空隙的间距较大，且与工作面采高、冒落带岩块大小和排列状况、本层和邻近煤岩层岩性及其原始应力的因素有关。而原有空隙可被认为只与煤岩性质和原始应力因素有关，且同一煤岩层的原有空隙可视为均匀的。从空隙介质的特性尺寸(即空隙通道的平均尺寸)和渗透性来看，采动空隙比原有空隙特性尺寸和渗流性大了很多个数量级；但从内表面积和储存吸附瓦斯量的角度看，原有空隙的内表面积和赋存的吸附瓦斯量却远比采动空隙大得多。

由于采空区内采动空隙与原有空隙共存，因而瓦斯在采空区运动表现为煤块内的解吸、扩散和煤岩采动空隙系统的层流渗透、紊流。大量的采动空隙与原有空隙构成了极为复杂的气体流动网络，从煤层微小孔隙解析出来的瓦斯首先在煤块内流动，然后在煤块内外压差的作用下进入采动空隙系统。煤块内的瓦斯流动可以认为只在有煤块存在的局部块段出现，而采动空隙系统是贯穿采动空间的整个范围。当气体流动时，采动空隙系统通常产生比原有空隙系统更小的阻力。因此从整体上看，采动空隙是瓦斯流动的主要通道。在上、下邻近层区域内，空隙内的气体流动为单一气体的瓦斯流动，冒落带内的气体流动为空气和瓦斯的混合气体流动。该区域内的瓦斯运动表现为在冒落岩块间空隙通道内漏风风流中的动力弥散过程。

岩层受采动影响冒落，采空区冒落的岩石是形成空隙与裂隙的骨架，在研究采空区瓦斯流动规律时，可把冒落岩石及其空隙、裂隙视为多孔介质。多孔介质是由骨架和流体组成的一类复合介质，它具有以下的特点^{[44][50]}：

1. 多孔介质是多相物质所占据的一部分空间。多相物质中至少有一项不是固体，它们可以是气相或液相。固体部分称为多孔骨架，没有固体骨架的那部分空

间叫做空隙空间或孔隙空间。

2. 至少有部分孔隙应相互连通，不连通的空隙，可以看作是多孔骨架。

瓦斯在采空区内的流动属于孔隙介质中的渗流流动。在研究渗流时，可以用一种假想的连续介质代替真实的孔隙介质。

根据文献^[51]及文献^[71]，假想渗流速度定义为：

$$V = \frac{Q}{S} \quad (3-1)$$

式中：

V — 假想渗流速度，m/s；

Q — 通过假想渗流截面积的流量， m^3/s ；

s — 假想渗流截面积， m^2 。

假想的连续介质渗流风速为：

$$V_i = \frac{Q'}{n \cdot s} = \frac{v}{n} \quad (3-2)$$

式中：

V_i — 采空区漏风的真实平均速度，m/s；

s — 渗流通道断面积， m^2/s ；

n — 采空区的孔隙率；

Q' — 断面积 s 上的渗流流量， m^3/s 。

用假想的渗流代替真实的渗流后，就可以用多孔介质流体力学理论来分析采空区渗流运动规律。实际上，该渗流只通过孔隙所占的空间，如设介质的孔隙率为 n ，则孔隙内风流的速度 \bar{v} 为：

$$\bar{v} = n \cdot u \quad (3-3)$$

式中：

\bar{v} — 孔隙内风流的速度，m/s；

n — 岩石的孔隙率；

u — 孔隙空间中的实际平均流速，m/s。

假想渗流具有以下性质：

1. 在多孔介质中任意分出一个面，假想渗流的流量等于这个面真实流量，在所给面上的假想渗流的压力，等于真实渗流的压力；
2. 假想渗流在它任意体积内所受的阻力和同体积的真实阻力相等；
3. 假想渗流的速度在其体积内是连续分布的。

因此,可以把渗流看成连续流来研究,这样不仅可以避免研究个别孔隙中气体质点运动规律的困难,而且还可以利用水力学和流体力学中的理论来研究渗流问题。

3.3 采空区裂隙分布及部分基础参数研究

采空区可看作是多孔介质,多孔介质的空隙率、风阻等是用 Fluent 进行数值模拟时不可缺少的基础参数。采空区上覆岩层裂隙的分布及范围对于采空区多孔介质的空隙率、风阻等有着决定性的影响。通过对采空区上覆岩层裂隙分布及范围的研究,可以确定瓦斯在采空区流动的空间,同时可估算采空区孔隙率等部分参数。

采空区上覆岩层的破坏范围可利用经验公式^[52~54]、相似模拟试验^[55]、现场实际观测^[56]和计算机模拟^[57]等方法确定。其中:相似模拟能够综合考虑煤层开采过程中岩层受力破坏和工作面推进对上覆岩层变形的影响,覆岩破坏结果表现直观,是使用较多的方法。

3.3.1 上覆岩层位移分析

涂敏等对淮南潘谢矿区 C₁₃₋₁ 煤层开采(综合机械化采煤、开采深度-550m、采高 3m、工作面每天进尺 3.6m)进行了相似模拟试验^[54]。模拟结果表明: C₁₃₋₁ 煤层开采后,开采层下位顶板形成破断裂隙,在上位顶板形成离层裂隙。

工作面推进过程中,不同高度岩层顶板下沉量监测结果如图 11。从中可以看出,随着工作面的推进,直接顶的暴露面积不断增加,当工作面推过测线 5.2m 时,距离煤层顶板 8.53m 处的顶板下沉量明显增加,而距离煤层顶板 14.59m 处的顶板岩层下沉量较小,说明在上覆岩层 8.53m 处顶板出现了离层;当工作面过测线 12.4m 后,距离煤层顶板 14.59m 处的顶板出现了下沉加剧现象;随着工作面推进,距离煤层顶板不同高度的岩层由下往上先后开始出现下沉现象。

当工作面推过测点 41m 后,重点考察距离煤层顶板上方 14.59m 范围内顶板下沉量的变化。

随着工作面的推进,当工作面距离测点分别为 8.8m、41m 和 66.4m 等几个位置时,其下沉变化经历了明显的下沉-缓慢下沉-加速下沉和下沉稳定等几个阶段。通过分析,可以认为:当工作面回采后,14.59m 范围内的顶板随着采动而垮落,其上部岩层间的绞结而形成应力拱以及来自于破碎岩体一定的支撑作用力抵抗上覆岩层的压应力,从而在采空区形成自由堆积区,上覆岩层在岩层自重的作用下,

出现下沉和缓慢下沉的现象。随着工作面的推进，采空区面积不断扩大，上覆岩层破坏高度也在增高，原先的应力拱由于其上的应力增加而破坏，使得破碎岩体所承受的应力逐渐增加，从而使得破碎岩体受压而压缩，出现下沉加剧的现象。当破碎岩体裂隙基本压缩闭合后，岩层下沉也趋于稳定，下沉量基本没有太大变化。结合采空区上覆岩冒落带高度约为采高的 2~4 倍的一般规律，可以认为，煤层顶板 14.59m 范围内基本为冒落带^[58]。

3.3.2 上覆岩层离层分析

对不同高度邻近岩层间下沉量与工作面距测线间距离的关系绘制曲线，如图 12 所示，分析后得出^[58]：

- 1) 工作面前方 10m 范围不同高度间岩层的下沉即出现了微弱离层，可知，前方煤体卸压区约为 10m 左右；
- 2) 工作面推过测线后，离层增加，且随着工作面的推进，离层急剧增加，其中 14.59m 至 25.42m 高度处岩层离层量最大，25.42m 至 36.12m 之间的岩层离层量次之，说明采空区上覆岩层裂隙主要发育在 14.59~36.12m 之间；

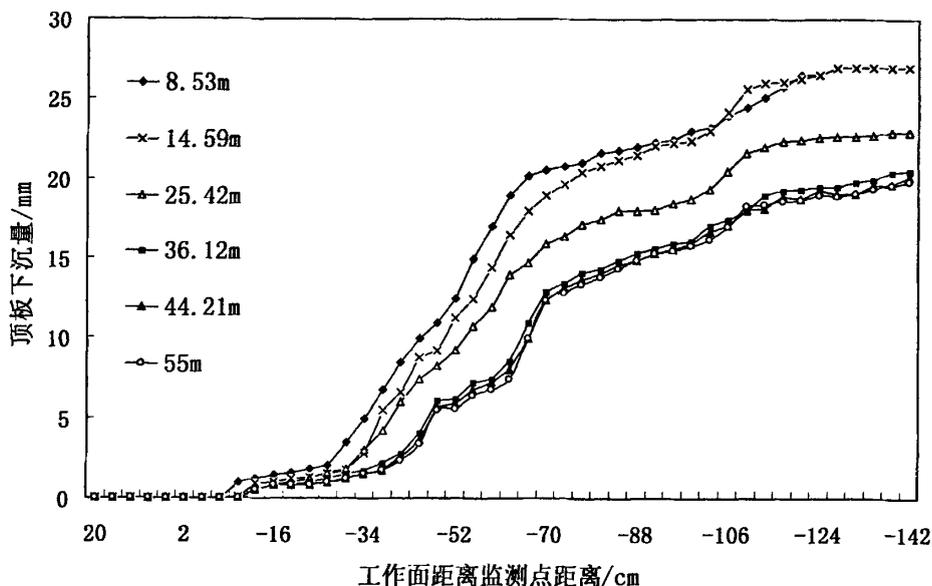


图 11 不同高度顶板下沉量

Fig.11 Subsidence of overlying strata at different height

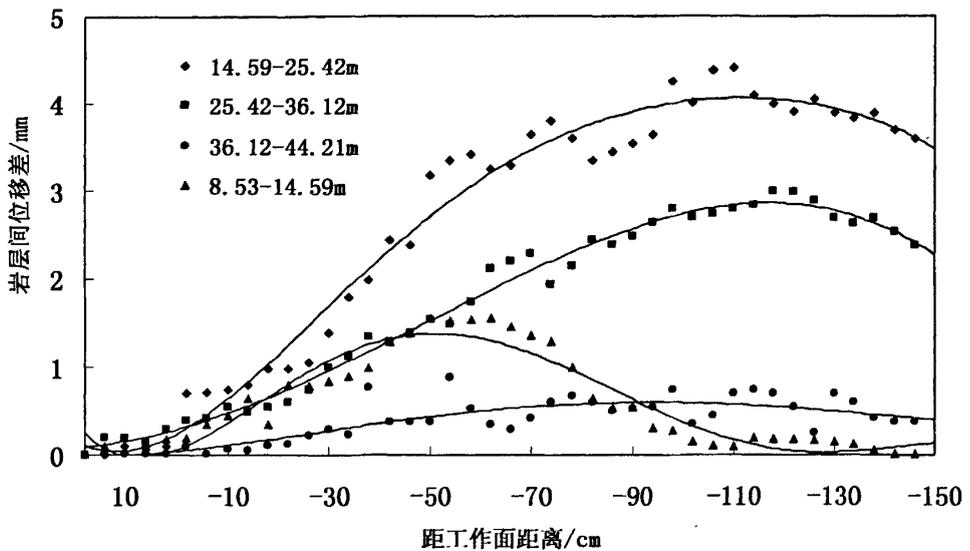


图 12 不同高度邻近层间位移差

Fig.12 The difference of displacement about adjacent terrane at the different height

3)当工作面推过测线 70m 后,不同高度岩层间的下沉量之差有不同程度的下降,其中 14.59m 范围内岩层下降最为明显,当工作面推过测线约 120m 后,其离层量基本稳定,说明采空区后方约 70m 后,覆岩裂隙开始闭合,120m 后裂隙基本闭合;

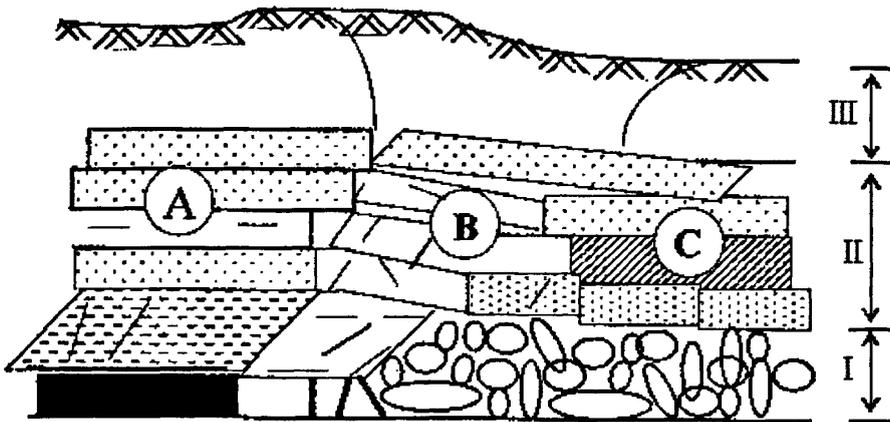
4) 36.12m 以上岩层,随着工作面推过测线距离的增加,离层缓慢增加,当工作面推过测线约 45m 后,离层裂隙基本保持不变,可以认为,26.12m 以上为弯曲下沉带^[58]。

3.3.3 采空区覆岩破坏范围

通过以上分析,采空区冒落岩石无论是沿走向还是沿高度方向,都具有明显的分区特性,根据采空区不同区、带的定义^[59-60],可知:

- 1) 工作面后方 80m 以外为重新压实区,其中,120m 外是压实稳定区;
- 2) 采高 3m 时,煤层上覆岩层 14.59m 范围内为冒落带,14.59~36m 为裂隙带,36.12m 以上为弯曲下沉带。

如图 13 所示。



A—煤壁支撑影响区；B—离层区；C—重新压实区；I—冒落带；II—裂隙带；III弯曲下沉带

图 13 采空区岩石破坏性分区图

Fig.13 The region of destruct rock in goaf

3.3.4 瓦斯沿走向流动范围

采空区瓦斯等混合气体的流动范围主要是开采空间和裂隙空间。随着工作面向前推进，采空区冒落岩石逐渐压实，其裂隙逐渐减小，同时，距离工作面越来越远，采空区漏风越来越小，在采空区深部，漏风量几乎为零，可以认为该距离为采空区漏风极限深度。

回采工作面采空区极限深度可通过沿机、风巷在采空区埋管，测定采空区瓦斯浓度变化趋势进行确定，也可以根据顶板下沉量判断采空区压实程度进行确定。

文献^[61]通过对工作面上覆岩层的裂隙分析，指出工作面推进一段距离后，采空区中部的采动离层裂隙会被压实，而在采空区四周采动离层裂隙还明显存在。当采动裂隙压实时，可以认为瓦斯流动通道闭合。

文献^[58]通过相似模拟分析得出：对于冒落带，裂隙压实区约为 100m 左右；在裂隙带内 120m 后，覆岩下沉基本稳定。采空区压实区并非完全没有气体流动，考虑到由于采空区深部瓦斯存在浓度差而形成扩散，可在覆岩下沉稳定的基础上增加适当的瓦斯扩散范围。综合考虑，沿走向采空区瓦斯流动空间不大于 150m。

3.3.5 采空区冒落带孔隙率分布

采空区孔隙分布与矿山压力、顶底板岩性、采煤方法、支护形式、煤（岩）硬度等多种因素有关，孔隙分布极其复杂。采空区孔隙分布的主要影响因素是矿山压力和顶板岩性。

根据文献^[58]及文献^[62]采空区冒落带内孔隙率分布规律如图 14 所示,形如“簸箕”。

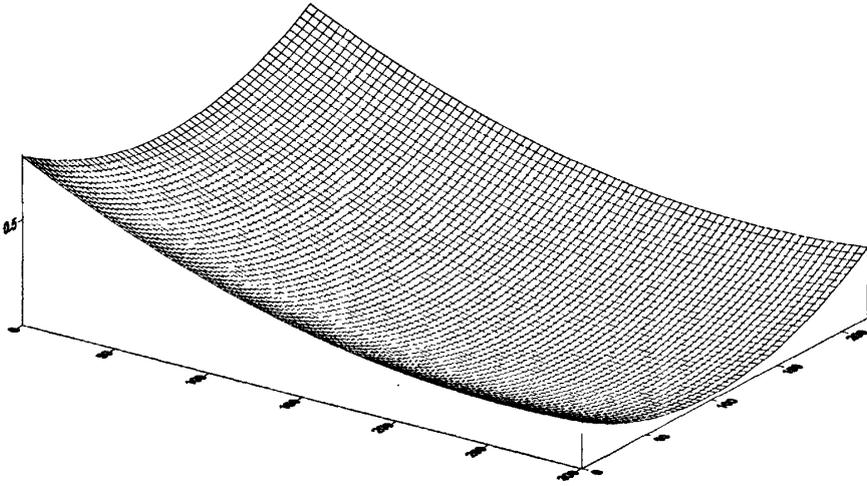


图 14 冒落带孔隙率分布

Fig.14 The sketch map of rock porosity distribution

可得采空区冒落带的孔隙率分布如式(3-6)所示:

$$n(x, y) = ax^2 + by^2 - cx - dy + e \quad (3-6)$$

其中, a 、 b 、 c 、 d 、 e 为系数, 根据不同情况, 可通过相似模拟实验结果拟合得到。

3.3.6 采空区漏风风阻

采空区内漏风风阻计算准确与否对于模拟结果至关重要。过去我国学者多采用如下公式计算层流、紊流风阻^[63]:

$$R_1 = \frac{ax^c l}{s} \quad (3-7)$$

$$R_2 = \frac{bx^{0.5c} l}{s^2} \quad (3-8)$$

式中:

a 、 b — 经验系数, 取决于顶板冒落岩石性质, 其取值如表 3 所示;

C — 冒落岩石的压实系数, 它与工作面的推进速度 $V_f(m/d)$ 有关, 按

式 $c = e^{0.1(5-V_f)}$ 计算;

x — 采空区内距工作面距离, m;

l — 采空区内滤流分支的长度, m;

s — 采空区内滤流分支的横截面面积, m;

y — 工作面推进速度, m/d。

表 2 不同岩性冒落岩石的 a 、 b 值

Tab.2 Value of a & b of different type of broken rocks

冒落岩石种类	a	b
松软粘土岩、页岩	0.6~1.0	101~200
中硬粘土页岩	0.2~0.5	71~100
硬粘土页岩、砂岩	0.06~0.1	51~70
砂岩、石灰岩等	0.03~0.05	35~50

根据矿山压力理论分析、现场观测以及实验室相似材料模拟可知,随着工作面的推进,采空区的冒落岩石一般分为无压区、受压区和压实区三个部分,如图 15 所示。

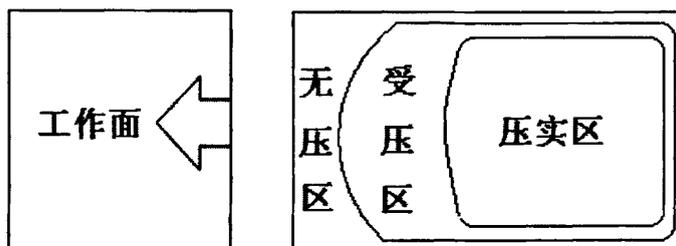


图 15 采空区冒落岩石受压情况

Fig.15 Compression situation of broken rocks in goaf

文献^[58]考虑到采空区内不同位置的应力对岩石的压实程度的影响,并结合不同高度岩层相似模拟结果,对式(3—7)和式(3—8)进行修正,通过多次计算后,得到冒落带风阻 R_1 、 R_2 的计算公式:

$$R_1 = \frac{aklx^{-0.1v_f}}{s} = (-3 \times 10^{-6} x^3 + 0.001x^2 + 0.0704x - 0.4177) \quad (3-9)$$

$$R_2 = \frac{bklx^{-0.05v_f}}{s} = (-3 \times 10^{-6} x^3 + 0.001x^2 + 0.0704x - 0.4177) \quad (3-10)$$

式中:

k —在采空区内沿倾斜方向上的风阻变化梯度,按式(3-11)计算

$$k = H_1/H_2 + (1 - H_1/H_2)(1 - \sin(\pi y/l_y)) \quad (3-11)$$

H_1 —采空区中部顶板的下沉量, m;

H_2 —采空区上、下边界处顶板下沉量的平均值, m;

l_y —工作面的长度, m;

y —距工作面进风巷距离, m。

其中 H_1 、 H_2 可根据实际观测确定, 也可根据工作面倾向相似模拟结果确定。根据对平均采深 660m, 采高 3m, 工作面倾斜长度 240m 的煤层工作面数值模拟结果, H_1 、 H_2 分别取 0.3m 和 0.8m。

根据文献^[63]采空区漏风风阻具有分区性: 在采空区的冒落岩石无压区, 风阻较小, 风阻变化梯度也小, 漏风风阻随着距离工作面位置的增加而缓慢增加; 在冒落岩石受压区, 由于孔隙率急剧减小, 漏风风阻变化梯度急剧增大; 在冒落压实区, 孔隙率变化很小以至不变, 漏风风阻梯度也较小, 风阻近乎常数。

3.4 采空区瓦斯来源

煤层开采前, 原始的煤层、围岩与瓦斯流体组成的系统处于均衡状态, 开采后, 随着工作面向前推进, 工作面后方的煤层顶板不断冒落下来, 形成采空区, 采空区上方煤层、岩层产生变形、下沉及断裂等变化, 形成裂隙、裂纹, 从而改变了瓦斯原来的流动状态和赋存状态, 瓦斯从煤层及围岩中通过贯穿的空隙空间向着采空区和工作面流动, 甚至大量的涌出。采空区内瓦斯涌出的能量来源于浓度差(压差)。由于采空区深部的瓦斯浓度(压力)高于采面瓦斯浓度(压力), 而气体总就从浓度高的地方向浓度低的地方扩散, 直至压力平衡。此外在采空区靠近采面的空间内, 由于存在着漏风, 在采空区内形成通风负压。

采场范围内涌出瓦斯的地点称为瓦斯源, 瓦斯涌出源的多少, 各源涌出瓦斯量的大小直接影响着采场的瓦斯涌出量。这一点对采空区瓦斯涌出也完全适用。回采工作面瓦斯涌出包括三部分, 即落煤瓦斯涌出、煤壁瓦斯涌出及采空区瓦斯涌出。对于分层开采或一次不能采全高的工作, 采空区瓦斯涌出可分为四部分, 即围岩瓦斯涌出、未采分层瓦斯涌出、回采丢煤瓦斯涌出和邻近层瓦斯涌出。这四部分瓦斯随着采场内煤层、岩层的变形或垮落而卸压, 按各自的规律涌入采空区, 混合在一起。然后, 在浓度差和通风负压的作用下涌向工作面, 由于采场条件所限, 要想从理论上严格区分上述各部分涌出的瓦斯量实际操作起来是很困难的, 所以对各部分瓦斯涌出量的统计都是按现场收集的资料来进行分析。为了减少误差, 可以将构成采空区瓦斯的四部分作为一个瓦斯源, 来确定采空区的瓦斯

涌出量。这样可降低系统误差。综采工作面及采空区瓦斯涌出源汇关系如图16所示。

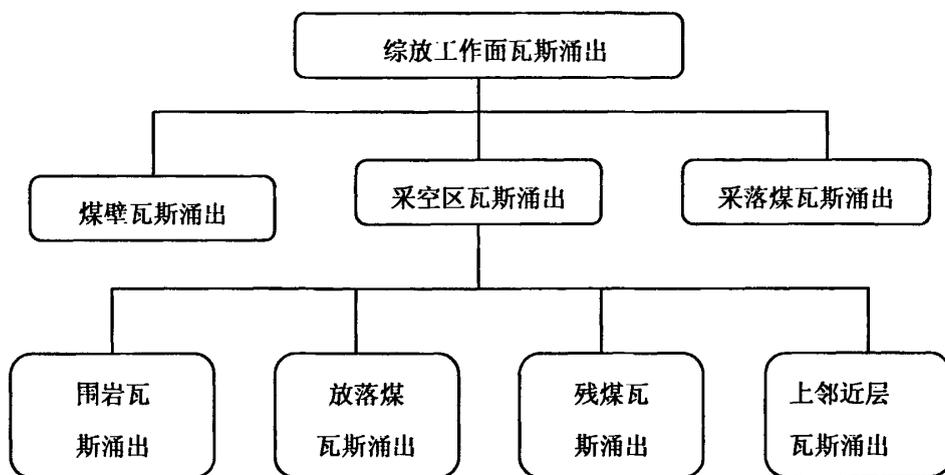


图 16 综放工作面的瓦斯来源构成

Fig.16 the diagrammatic sketch of the original gas from full—mechanized mining working face

采场是充满流动气体的复杂空间。这个空间由两部分组成，一部分是进行生产活动的空间，即通风空间，另一部分是充满了充填物或陷落岩石的采空区空间，即漏风空间。风流经过采面时，由于采面与采空区的连通性，必然有部分风流进入采空区，这部分风流称为采空区漏风。采面断面越小，采空区漏风就越严重，个别综采工作面在处于最小控顶距时，流入采空区的漏风量甚至达工作面入风量的40%，在最大控顶距时也近20%。采空区漏风是引起采空区瓦斯涌出的重要原因，因此，研究相应的调风措施，有目的的控制采空区漏风，是治理采空区瓦斯的重要内容。因为漏风的缘故，采空区中的气体是流动的，当采空区中的气体流动时，会受到固体岩块的阻挡，引起采空区空隙介质漏风风流中的瓦斯弥散，同时，采空区内瓦斯也会沿流线流入回采工作面的风流中。根据综采放顶煤工作面特点和瓦斯流动理论，顾桥1115(1)工作面瓦斯涌出源划分为煤壁瓦斯涌出（包括放落煤瓦斯涌出、工作面煤壁、支架上部瓦斯涌出、及上邻近层(未采分层)瓦斯涌出）、采落煤瓦斯涌出、采空区瓦斯涌出三个部分^[64]。

3.5 影响采空区瓦斯涌出的因素

1. 自然因素

1) 煤层和围岩的瓦斯含量。它是影响瓦斯涌出量多少的最重要因素。单一的薄煤层和中厚煤层开采时，瓦斯主要来自煤层暴露面和采落的煤炭，因此煤层的

瓦斯含量越高,开采时的瓦斯涌出量也越大。在开采煤层附近存有瓦斯含量大的煤层或岩层时,由于煤层回采的影响,在采空区上下形成大量的裂隙,这些煤层或岩层中的瓦斯,就能不断地流向开采煤层的采空区,再进入生产空间,从而增加矿井的瓦斯涌出量。在此情况下,开采煤层的瓦斯涌出量有可能大大超过它的瓦斯含量。

2) 地面大气压变化。地面大气压在一年内夏冬两季的差值可达 2~2.7kPa。地面大气压变化引起井下大气压的相应变化,它对采空区(包括回采工作面后部采空区和封闭不严的老空区)或坍冒处瓦斯涌出的影响比较显著。当地面大气压突然下降时,瓦斯积存区的气体压力将高于风流的压力,瓦斯就会更多地涌入风流中,使矿井的瓦斯涌出量增大。反之,矿井的瓦斯涌出量将减少。据报道美国 1910~1960 年间,有一半的瓦斯爆炸事故发生在大气压急剧下降时。

3) 开采深度。在瓦斯风化带内开采的矿井,相对瓦斯涌出量与深度无关;在甲烷带内开采的矿井,随着开采深度的增加,相对瓦斯涌出量增高。值得注意的是,在深部开采时,邻近层与围岩所涌出的量比开采层增加得快。因此,深部开采矿井更应注意邻近层与围岩瓦斯涌出。

2. 开采技术因素

1) 开采顺序与回采方法。首先开采的煤层(或分层),其相对瓦斯涌出量增大,而后开采的煤层(或分层),其涌出量减少。回收率低的回采方法,相对瓦斯涌出量增大。陷落式顶板管理方法比充填式造成更大范围的围岩破坏与卸压,邻近层瓦斯涌出的分量增大。因此,前者的相对涌出量也比后者高。水采水运的采煤方法,比早采相对瓦斯涌出量降低,这是因为湿煤残余瓦斯含量增大的缘故。

2) 回采速度与产量。当回采速度不高时,绝对瓦斯涌出量与回采速度(日推进速度)或产量成正比,即相对瓦斯涌出量保持常数,当回采速度较高时,相对瓦斯涌出量中开采层涌出分量与邻近层涌出分量都相对减小,即相对瓦斯涌出量有所降低,因此,绝对瓦斯涌出量随回采速度或产量的增加而增高量低于线性增量。在高瓦斯综放工作面的实测结果表明,快采必须快运(为此在采煤机上安装犁煤板,使采落煤炭及时运出,减少其在工作面停留排放瓦斯时间),可明显地减少瓦斯涌出。

3) 落煤工艺与老顶来压步距。两者对瓦斯涌出量的峰值与波动即瓦斯涌出不均匀系数有显著影响,不仅影响绝对瓦斯涌出量,而且在一定程度上影响相对瓦斯涌出量。采用浅截深的连续落煤工艺和缩短老顶来压步距都能显著减少瓦斯涌出不均匀系数。据统计同正常平均瓦斯涌出相比,风镐落煤时瓦斯涌出增大到

1.1~1.3 倍;放炮时为 1.4~2.0 倍;采煤机采煤时为 1.3~1.6 倍;水枪落煤时为 2~4 倍。

4) 通风压力与采空区封闭质量。通风压力与采空区密闭质量都对老采区的瓦斯涌出有一定影响。通风压力小,采空区密闭质量好,可减小老采区瓦斯涌出不均匀系数及涌出量,这对老矿井具有很大意义。

5) 采场通风系统。根据进、回风巷是在煤体内还是在采空区内维护,可把采场通风系统划分为四种基本类型:“进回皆煤”型、“进回皆空”型,“进煤回空”型与“进空回煤”型。不论哪种类型,从开采层涌出的瓦斯几乎都是进入采场的,而邻近层与围岩涌出的瓦斯可能是一部分进入采场,也可能是全部进入采场。此外由于采空区瓦斯被风流带走的难易程度的不同,四种类型的瓦斯涌出量会有很大差别,当邻近层瓦斯涌出量大时尤甚^[65]。

4 采场、采空区瓦斯流场数学模型

4.1 矿井空气中瓦斯流动及分布的基本形式

在矿井井巷中,井巷风流可以认为是连续介质,它的运动要素(例如:压力、速度、密度等)都是连续分布的,而且风流主要是沿着井巷的轴线方向运动。瓦斯在井巷空气中的扩散是十分复杂的,它不仅决定于瓦斯和空气的物理力学性质,而且与井巷内风流的状态、速度分布和井巷结构密切相关。总结起来主要由以下四种情况^[66]。

4.1.1 瓦斯在静止空气中的分子扩散。

当矿井空气处于静止状态时,瓦斯通过无规则的分子热运动进入井巷空气中。在矿井空气中瓦斯的分子扩散通量是指单位时间内通过单位面积的瓦斯量。确定分子扩散通量时运用费克第一扩散定律,即瓦斯的分子扩散通量与其浓度梯度成正比:

$$\vec{J}_c = -D_d \cdot \nabla_c \quad (4-1)$$

式中:

\vec{J}_c - 瓦斯的分子扩散通量,其分量的单位为 $\text{kg}/\text{m}^2 \cdot \text{s}$;

D_d - 瓦斯的分子扩散系数, $\text{m}^2 \cdot \text{s}$;

C - 瓦斯的质量浓度, kg / m^3 。

其沿各个坐标轴的分量为:

$$\vec{J}_{ci} = -D_d \frac{\partial c}{\partial x_i} \quad (4-2)$$

式中:

$i=1, 2, 3$; 其中 x_1, x_2, x_3 分别代表 x, y, z 方向坐标。

上式中负号表示分子扩散的方向与浓度梯度的方向相反。即:瓦斯分子扩散是向着瓦斯浓度降低的方向进行。

4.1.2 空气流动对瓦斯的对流运移

当巷道空气处于流动状态时,风流中的空气微团对分布在其中的瓦斯微团产生作用力(即撞击压力).在该力的作用下瓦斯微团随风流运动。也可以解释为:风流中由于瓦斯微团与空气微团之间存在摩擦力,在摩擦力的作用下,瓦斯微团随

风流一起运动。即瓦斯被风流“带走”。

若风流以平均速度 u 通过表面积 S 的截面，那么通过该表面积的气流流量，通量为 $J=uv$ ；当其中瓦斯浓度为 c 时，由于发生对流运移而通过该表面的瓦斯流量，即瓦斯对流量，可以用下式表示：

$$\vec{J} = c\vec{u} \quad (4-3)$$

式中：

\vec{J} — 瓦斯的对流扩散通量， $\text{kg/m}^2\cdot\text{s}$ ；

\vec{u} — 绝对速度， m/s ；

其沿各个坐标的分量为：

$$\vec{J}_i = c\vec{u}_i \quad (4-4)$$

式中：

u_i — 绝对速度 u 在各个坐标轴上的分量， $i=1, 2, 3$ 。

4.1.3 井巷空气紊流脉动引起瓦斯的紊流扩散

紊流是一种随机的、非稳定的有旋流动，紊流流动结构由各种尺寸的涡组成，紊流的速度脉动相对分子间无规则碰撞的频率亦不很快，且紊流的脉动为相对于时均值的随机运动。巷道紊流中空气涡团的随机脉动将引起附加的瓦斯质量传递。通常可以把紊流扩散流表示成分子扩散流的形式，因此，矿内空气中瓦斯紊流扩散通量可以用下式表示：

$$\vec{J}_i = -D_i \cdot \nabla_c \quad (4-5)$$

式中：

\vec{J}_i — 瓦斯的紊流扩散通量， $\text{kg/m}^2\cdot\text{s}$ ；

D_i — 瓦斯紊流扩散系数， m^2/s 。

在巷道中，瓦斯的紊流扩散与静态空气中的瓦斯分子扩散是不同的，区别在于紊流扩散系数 D_i 与方向有关，是一个张量。因为在非均质和各向异性的巷道紊流中，沿各个坐标轴方向的脉动速度不同。所以，在非均质和各向异性的巷道紊流中紊流扩散系数是二阶张量，瓦斯紊流扩散通量沿各个坐标方向的分量为：

$$J_{ii} = -D_{ij} \frac{\partial c}{\partial x_j} \quad (4-6)$$

式中：

D_{ij} — 紊流扩散系数的分量， m^2/s

在紊流状态下，瓦斯的紊流扩散是由风流的脉动速度引起的。而瓦斯以时均速度方式被“带走”过程为对流运移，二者合称对流—扩散运移。巷道空气中瓦斯运动问题基本上都是对流—扩散问题。

4.1.4 瓦斯在井巷风流中的弥散

瓦斯在井巷风流中的弥散主要是因为巷道断面上的风流速度分布不均匀而引起的。

4.2 工作面风流及瓦斯流动规律

在矿井里，由于井巷特征、岩石温度、风机风压和矿井供风量等，在某一时期内变化不大，矿井正常通风期间，风门的开启、提升设备的升降对局部通风风流产生瞬时扰动的影响也不大。因此，可以把矿井风流近似地视为稳定流。作为稳定流，它必然满足以下规律。

4.2.1 稳定流的连续方程

沿流体运动方向分析其运动要素变化时常把流体分为元流和总流。在流场内，取任意非流线的封闭曲线。经过此曲线上的全部点作流线，这些流线组成的管状流面，称为流管。流管以内的流体，称为流束。垂直于流束的断面称为过流断面。当流束的过流断面无限小时，这根流束就称为元流。总流是无数元流的相加。

矿井中的井巷风流是连续介质，它必然也满足质量守恒定律。根据井巷风流的特点，如图 17 所示，当风流从 A 断面流向 B 断面，且在流动过程中无漏风也无补充时，那么流经两个断面的气体质量一定相等。

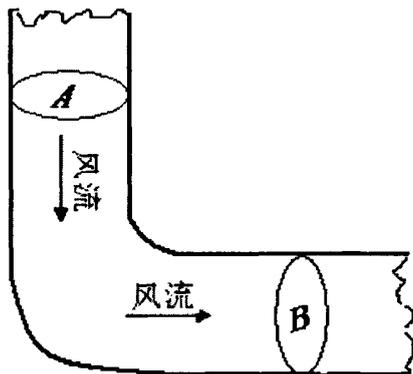


图 17 稳定流示意图

Fig.17 Steady flow

当流体做定常流动，从 A 断面流向 B 断面时，那么流经两个断面的流体质量是相等的。即：

$$\rho_A V_A S_A = \rho_B V_B S_B \quad (4-7)$$

式中：

ρ_A, ρ_B —为 A、B 断面上流体的平均密度， kg/m^3 ；

V_A, V_B —为 A、B 断面上流体的平均流速， m/s ；

S_A, S_B ：为 A、B 断面的面积， m^2 。

任一过流断面的质量流量为 M_i (kg/s)，则：

$$M_i = \text{const} \quad (4-8)$$

上式即为稳定流的连续性方程。

4.2.2 稳定元流的能量方程

任何物质的本身都具有能量，它是几种能量之和，井下空气流动，它的压能、位能、和动能三种能量变化之和，用来满足因克服阻力而消耗的机械功。对于单位质量的不可压缩元流流体，其能量方程为：

$$L_R = \frac{P_A - P_B}{\rho} + g(Z_A - Z_B) + \frac{V_A^2 - V_B^2}{2}, \quad \text{J/kg} \quad (4-9)$$

式中：

P_A, P_B —压强， Pa ；

V_A, V_B —风速， m/s ；

Z_A, Z_B —距基准面的高程， m 。

对于可压缩元流流体， ρ 不是常数，其能量方程近似为：

$$L_R = (P_A - P_B) \frac{\rho_{A-B}}{\rho_A \rho_B} + g(Z_A - Z_B) + \frac{V_A^2 - V_B^2}{2}, \quad \text{J/kg} \quad (4-10)$$

式中:

$$\rho_{A-B} \text{—A、B 两断面间元流流体的平均密度, } \rho_{A-B} = \frac{\rho_A + \rho_B}{2}。$$

4.3 采空区内气体流动规律

4.3.1 采空区内气体流动状态

1883年,雷诺兹用实验方法研究了液体的流动状态。他选用不同的液体、不同的管径和不同的流动速度进行大量的试验,根据这些物理量的内在联系,可以归纳成一个无量纲量——雷诺数来判别不同条件下的流动状态。根据实验,对于非圆形断面的井巷,雷诺数 Re 中的管道直径 D 可以用井巷断面的当量直径表示:

$$D = 4 \frac{S}{U} \quad (4-11)$$

此时雷诺数 Re 的表示形式为:

$$Re = \frac{4vS}{\lambda U} \quad (4-12)$$

式中:

Re — 雷诺数 ;

v — 井巷断面上的平均风速, m/s ;

λ — 空气的运动粘性系数,通常取 $15 \times 10^{-6} \text{m}^2/\text{s}$;

S — 井巷断面积, m^2 ;

U — 井巷断面周长, m 。

对于不同形状的井巷断面,其周长 U 与断面积 S 的关系,可用下式表示:

$$U \approx C\sqrt{S} \quad (4-13)$$

式中:

C — 断面形状系数:梯形 $C=4.16$,三心拱 $C=3.85$,半圆拱 $C=3.90$ 。

研究表明,当 $Re \leq 2300$ 时,液体呈层流状态;当 $2300 \leq Re \leq 4000$,开始向紊流过接;当 $Re \geq 4000$ 时,呈现完全紊流状态。

在采空区和煤层等多孔介质中风流的流态判别准数为:

$$Re = \frac{vK}{l\lambda} \quad (4-14)$$

式中:

K — 冒落带渗流系数, m^2 ;

l — 滤流带粗糙度系数, m 。

此时, 判断标准为: 层流, $Re \leq 0.25$; 紊流, $Re > 2.5$; 过渡流, $0.25 < Re \leq 2.5$ 。

4.3.2 渗透定律

1856年, 法国水利工程师达西, 采用特制的装置, 研究了水在直立均质砂粒中的流动。通过实验, 得到了著名的达西定律, 对于采场三维渗流, 达西定律的一般形式为:

$$\begin{aligned} q_x &= -k_{xx} \frac{\partial h}{\partial x} \\ q_y &= -k_{yy} \frac{\partial h}{\partial y} \\ q_z &= -k_{zz} \frac{\partial h}{\partial z} \end{aligned} \quad (4-15)$$

式中:

q_x q_y q_z — 渗透速度 \bar{q} 在笛卡尔直角坐标系中沿 x 、 y 、 z 方向的分量

$$\bar{q} = q_x \bar{i} + q_y \bar{j} + q_z \bar{k};$$

k_{xx} 、 k_{yy} 、 k_{zz} — 主渗透系数;

h — $h=h(x, y, z)$, 采场内全风压函数。

渗透定律是适用于层流状态下的定律。在研究气体渗流时, 由于气体的惯性力小且粘滞力是造成全风压损失的主要因素, 因此, 研究采空区气体流动时, 我们近似地把层流区域的流动问题认为是服从达西定律的。

4.3.3 采空区气体流动微分方程

在 4.2.1 研究巷道通风时, 是以微小流束连续性方程连续性方程为基础而进行的, 这和研究采空区气体流动的方式是完全不同的。对于采空区, 必须首先讨论空间运动或平面运动的连续性方程。因此, 假定在采空区取一六面体 $\Delta x \Delta y \Delta z$, 其中 Δx , Δy , Δz 为六面体的三个方向上的边长, 如图 18 所示:

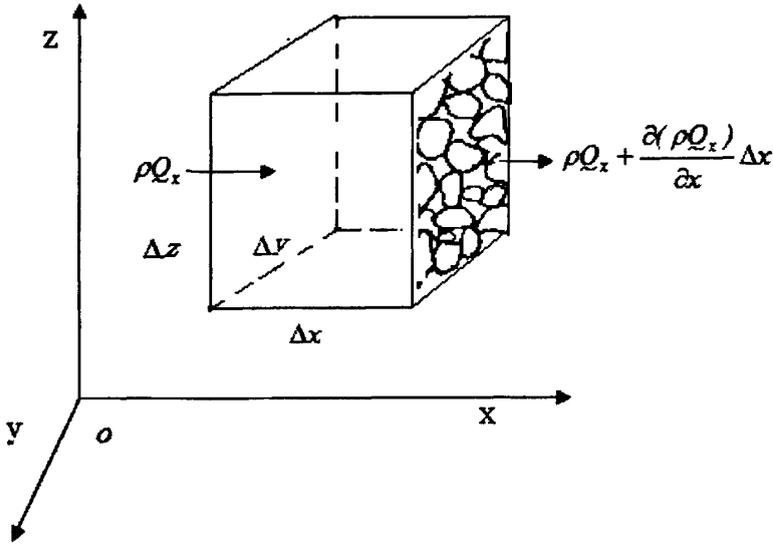


图 18 气体流入或流出六面体示意图

Fig.18 Sketch map of gas outpour&inpour hexahedron

作空间坐标系，坐标轴分别对应平行六面体的三条边。假设气体从六面体的某些面流入，从另一些面流出。这里要求六面体取的足够小，其边长 Δx 、 Δy 、 Δz 为无限小量；又假设气体连续流入或流出，故在某一个侧面上，通过各单位面积上的流体质量相等。在 Δt 时间内，沿 x 轴方向流入六面体左侧界面的气体质量可表示为下式：

$$\rho Q_x \Delta t = \rho v_x \Delta y \Delta z \Delta t \quad (4-16)$$

在相同的时间 Δt 内，经过六面体右侧界面，沿 x 轴方向流出六面体的气体质量为：

$$\left[\rho Q_x + \frac{\partial(\rho Q_x)}{\partial x} \Delta x \right] \Delta t \quad (4-17)$$

即：

$$\rho v_x \Delta y \Delta z \Delta t + \frac{\partial(\rho v_x)}{\partial x} \Delta x \Delta y \Delta z \Delta t \quad (4-18)$$

式中：

v_x — 沿 x 轴方向的渗流速度。

由以上两式可推出，在上述条件下，流入与流出六面体的气体质量差 dM_x 为：

$$dM_x = \rho v_x \Delta y \Delta z \Delta t - \left(\rho v_x \Delta y \Delta z \Delta t + \frac{\partial(\rho v_x)}{\partial x} \Delta x \Delta y \Delta z \Delta t \right)$$

$$= -\frac{\partial(\rho v_x)}{\partial x} \Delta x \Delta y \Delta z \Delta t \quad (4-19)$$

在 Δt 时间内, 气体流入六面体与流出六面体的总质量差值应等于沿各个轴向的差值的总和, 即:

$$\begin{aligned} dM &= dM_x + dM_y + dM_z \\ &= -\left[\frac{\partial(\rho v_x)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho v_y)}{\partial y} + \frac{\partial(\rho v_z)}{\partial z} \right] \Delta x \Delta y \Delta z \Delta t \end{aligned} \quad (4-20)$$

总质量差值说明了在六面体内, 气体的质量经过 Δt 时间后发生了变化。在 Δt 时刻之前, 气体的密度为 ρ 平行六面体内的质量为

$$\rho n \Delta x \Delta y \Delta z \quad (4-21)$$

式中:

n — 为陷落岩石的孔隙度;

经过 Δt 时间后, 气体的密度变成为 $\rho + \frac{\partial \rho}{\partial t} \Delta t$, 六面体的质量变成为

$$\left[\rho + \frac{\partial \rho}{\partial t} \Delta t \right] n \Delta x \Delta y \Delta z \quad (4-22)$$

假定质量增加为正, 减少为负。则在 Δt 时间内, 六面体内气体的质量变化为:

$$\begin{aligned} dM &= \left[\rho + \frac{\partial \rho}{\partial t} \Delta t \right] n \Delta x \Delta y \Delta z - \rho n \Delta x \Delta y \Delta z \\ &= \frac{\partial \rho}{\partial t} n \Delta x \Delta y \Delta z \Delta t \end{aligned} \quad (4-23)$$

由于气体是连续介质, 所以流入和流出六面体的气体的质量差等于六面体内的气体质量的变化。即:

$$-\left[\frac{\partial(\rho v_x)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho v_y)}{\partial y} + \frac{\partial(\rho v_z)}{\partial z} \right] \Delta x \Delta y \Delta z = \frac{\partial \rho}{\partial t} n \Delta x \Delta y \Delta z \quad (4-24)$$

式(4-24)称为渗流连续方程。

当采场风流稳定时, 气体密度不随时间变化时, 上式可改写为:

$$\frac{\partial(\rho v_x)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho v_y)}{\partial y} + \frac{\partial(\rho v_z)}{\partial z} = 0 \quad (4-25)$$

又由于采场内风压差较小, 温度变化不大, 气体流经采场范围内, 可近似认为气体密度 ρ 为常数, 不随坐标位置而变化。此时上式又可化简为:

$$\frac{\partial v_x}{\partial x} + \frac{\partial v_y}{\partial y} + \frac{\partial v_z}{\partial z} = 0 \quad (4-26)$$

上式即为三维不可压缩气体的连续性微分方程。由于连续性方程是一个运动方程式，并不牵涉到力的问题，因此，连续性方程式无论对理想气体还是对实际气体来说都是正确的。

渗流连续性方程(4-24)，仅考虑了流入与流出六面体的气体的密度变化对六面体内的气体的质量变化的影响，未考虑采空区遗煤涌出的瓦斯。假定 ε (单位为 1/s) 为瓦斯在微小六面体内单位时间内的涌出率，即瓦斯体积与六面体体积的比值，则在 Δt 时间内，六面体 $\Delta x \Delta y \Delta z$ 内由遗煤所涌出的瓦斯质量为： $\rho \varepsilon \Delta x \Delta y \Delta z \Delta t$ ，此时式(4-24)可改写为：

$$-\left[\frac{\partial(\rho v_x)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho v_y)}{\partial y} + \frac{\partial(\rho v_z)}{\partial z} + \rho \varepsilon \right] \Delta x \Delta y \Delta z = \frac{\partial \rho}{\partial t} n \Delta x \Delta y \Delta z \quad (4-27)$$

当采空区内的气体密度 ρ 不随时间、位置而变化时，上式可化简为：

$$\frac{\partial v_x}{\partial x} + \frac{\partial v_y}{\partial y} + \frac{\partial v_z}{\partial z} + \varepsilon = 0 \quad (4-28)$$

式(4-28)为孔隙介质本身有气体涌出时的连续性方程。

采空区气体流动服从达西定律，也满足连续性方程，故可将式(4-15)代入(4-28)，得：

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(k_{xx} \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(k_{yy} \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(k_{zz} \frac{\partial H}{\partial z} \right) + \varepsilon = 0 \quad (4-29)$$

式(4-29)为在采空区破碎煤、岩既有瓦斯涌出，又是非均匀孔隙介质的条件下采空区气体流动微分方程式。

当采空区内陷落岩石的高度与采空区的长、宽相比，前者很小而且沿高度 z 的方向全风压变化不大，即使采用现有的精密压差计也难分辨顶、底板之间的全风压差时，可令(4-29)式中的 $\frac{\partial H}{\partial z} = 0$ ，如果采空区的煤、岩碎块所涌出的瓦斯量很小，不致造成因流量增加而使风压发生变化，可令 $\varepsilon = 0$ 。这时 (4-29) 式可改写为：

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(k_{xx} \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(k_{yy} \frac{\partial H}{\partial y} \right) = 0 \quad (4-30)$$

若将透气性系数 k 视为均匀孔隙介质的透气性系数。即令(4-30)式中的 $k_{xx} = k_{yy} = k$ ，则上式又可化简为：

$$\frac{\partial^2 H}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 H}{\partial y^2} = 0 \quad (4-31)$$

式(4-31)为采空区气体流动为二维均匀孔隙介质稳定流动的微分方程。通常称为拉普拉斯方程。

引进 φ 函数： $\varphi(x, y) = -kH$

流体力学已有证明，速度势函数对各坐标取偏导数就等于速度在相应坐标上的分量。即：

$$\left. \begin{aligned} v_x &= \frac{\partial \varphi}{\partial x} \\ v_y &= \frac{\partial \varphi}{\partial y} \end{aligned} \right\} \quad (4-32)$$

将(4-31)式代入(4-32)，可得：

$$\frac{\partial^2 \varphi}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 \varphi}{\partial y^2} = 0 \quad (4-33)$$

可见，渗流速度势也满足拉普拉斯方程。

取 φ 函数对各个坐标轴的偏导数，即可以求得速度在各个坐标轴上的分量以及速度的本身，达到求速度场的目的。

需要注意的是，以上在选择六面体时要满足两个条件：首先此六面体要取得足够大，这样其中才能含有相当数量的岩石碎块和孔隙，以便得到一些与孔隙介质有关的稳定的、有意义的物理量；其次，这个六面体又要取得足够小，以使其与整个采空区相比可以近似看成是一个点，以便使整个采空区看成是由孔隙介质点所组成的连续介质，从而，有关物理量在采空区内便可成为连续可微的函数^[67]。

4.4 采空区气体流动微分方程的定解条件

由上面的论述可以看出，采空区气体流动为二维均匀孔隙介质稳定流动的微分方程式(4-31)，是由采空区气体流动为三维非均匀孔隙介质稳定流动的微分方程式(4-29)逐步化简而得到的。显然，(4-29)式至(4-31)式均可统称为采空区气体流动微分方程。在研究采场通风的实际问题时，必须根据所研究问题的性质，从中选择适合的方程求解。

在求解方程选定后，还必须知道用该方程是研究哪个区域上的问题的。对于一个偏微分方程来说，只有规定了所研究的区域，才谈得上对方程求解的问题。

在本文中，方程的求解区域就是所要研究的回采工作面采空区。

确定了方程和求解区域，还需要定解条件。定解条件通常是指初始条件和边界条件。由于稳定流动的流动状况与时间无关，因此，只需给出边界条件。所求的有关采空区气体流场问题的解，即是要求出这样的函数 H (H 为待求函数)，它一方面满足采场气体流动微分方程，另一方面又满足采空区的边界条件。这类问题的求解又称定解问题。根据文献^[67]，二维定解条件分为两种：风压边界条件和风量边界条件。

(一) 风压边界条件

假设所研究的流动区域为 R ，在区域 R 的边界 γ_1 线段上，每一点的全风压值均为已知，即全风压值已确定(测出)的边界，称为风压边界条件，又称第一类边界条件。表示为：

$$H(x, y)|_{\gamma_1} = h(x, y)|_{(x, y) \in \gamma_1} \quad (4-34)$$

式中：

γ_1 — 渗流区域边界；

$h(x, y)$ — 已知的边界上的风压函数。

(二) 风量边界条件

如果区域 R 边界上的风压值不知道，而边界上单位宽度上的流量 q 为已知，则称其为第二类边界条件或风量边界条件。表示为：

$$kM \frac{\partial H}{\partial n} |_{\gamma_2} = \pm q(x, y) |_{(x, y) \in \gamma_2} \quad (4-35)$$

或

$$kM \frac{\partial H}{\partial n} \pm q = 0 \quad (4-36)$$

规定：在 γ_2 上， q 是流入为正，流出为负

式中：

M — 渗流层的厚度；

n — 渗流边界 γ_2 的外法线方向。

以上给出了不同条件下的气体流动微分方程和边界条件。微分方程和边界条件的组合，称为采空区气体流动的数学模型。本文根据实际情况，并考虑模拟的可行性，选定方程(4-29)和风量边界条件组成数学模型。

5 采空区瓦斯流场模拟

5.1 数值模拟的目的

煤层开采后所形成的采空区，其内部瓦斯浓度分布与运移情况可以从侧面检验出现场治理措施是否得当。为了研究采空区内瓦斯运移规律及浓度分布情况，除了现场瓦斯浓度观测和理论分析外，运用合理的数值方法与软件进行分析和计算也是很重要的一个环节。数值计算方法能够很好地求解瓦斯浓度变化与运移规律，因而在采空区及上隅角瓦斯治理等方面得到了广泛的应用和发展。

在本论文中采用通用的流体力学数值模拟软件 FLUENT，针对淮南矿业集团公司顾桥煤矿 1115(1)工作面采空区具体情况进行相关模拟计算，以研究 Y 型通风方式下采空区内瓦斯流场分布情况；

5.2 FLUENT 软件介绍

本文的数值模拟计算，采用了 FLUENT6.1 软件。FLUENT 是目前国际上十分流行的商用 CFD 软件包，在美国的市场占有率达到 60%，在全球的市场占有率为 40%，在中国也是得到最广泛使用的 CFD 软件。它具有丰富的物理模型、先进的数值方法以及强大的前后处理功能，在航空航天、汽车设计、石油天然气、涡轮机设计等方面都有着广泛的应用。

FLUENT 软件的求解模块是其核心部分，该模块的数学模型是以 N-S 方程组与各种湍流模型为主体，再加上多项流模型、燃烧与化学反应模型、自由面模型以及非牛顿流模型等。大多数附加的模型是在主体方程式组上补充一些附加源项、附加输运方程式与关系式。采用的是有限容积法离散方程，其计算精度和稳定性都优于传统的编程中使用的有限差分法。采用压力校正法作为低速不可压流动计算方法，而可压流动采用藕合法。此外，FLUENT 软件采用的二阶上风格式是 Barth 与 Jerpersen 针对非结构网格提出的多维梯度重构法，较成功的用于非结构网格的二阶上风格式，能较好的处理畸变网格的计算，使其在技术上处于领先。

Fluent6.1 的软件设计基于 CFD 软件群的思想，从用户需求角度出发，针对各种复杂流动的物理现象，软件采用不同的离散格式和数值方法，以期在特定的领域内使计算速度、稳定性和精度等方面达到最佳组合，从而高效率地解决各个领域的复杂流动计算问题。基于上述思想，Fluent 开发了适用于各个领域的流动模拟软件，这些软件能够模拟流体流动、传热传质、化学反应和其它复杂的物理现

象，软件之间采用了统一的网格生成技术及共同的图形界面，而各软件之间的区别仅在于应用的工业背景不同，因此大大方便了用户。`

Fluent是用C语言编写的，具有很大的灵活性与能力，因此可以实现动态的内存分配，高效的数据结构和灵活的控制器。支持UNIX 和Windows等多种平台，支持基于MPI的并行环境。在Fluent中，解的计算与显示可以通过交互界面、菜单界面来完成。用户界面是通过Scheme语言和LISP dialect语言编写的。Fluent还支持UDF (User-Defined Function, UDF)，即用户自定义函数亦称自定义函数，它允许对 FLUENT 进行个性化设置，这对充分发掘FLUENT在功能上的潜力意义深远。

5.2.1 软件的基本构成

FLUENT 软件包中包括以下几个软件^[68~70]：

- (1) FLUENT 求解器——FLUENT 软件的核心，所有计算在此完成。
- (2) prePDF——FLUENT 用 PDF 模型计算燃烧过程的预处理软件。
- (3) GAMBIT——FLUENT 提供的网格生成软件。
- (4) TGRID——FLUENT 用于从表面网格生成空间网格的软件。
- (5) 过滤器——或者叫翻译器，可以将其他 CAD/CAE 软件生成的网格文件变成能被FLUENT 识别的网格文件。上述几种软件之间的关系如图19所示。

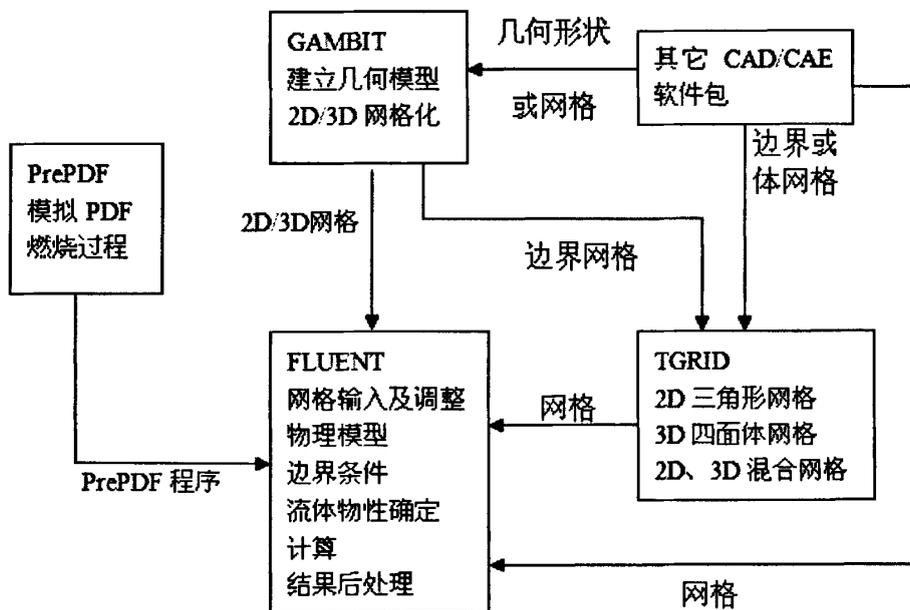


图19 FLUENT 软件各组件之间的关系

Fig.19 Relations between subassemblies of FLUENT

GAMBIT 即可以生成用于 FLUENT 计算的网格,也可以生成其他一些 CAE 软件的网格。一旦网格文件被输入到 FLUENT 中,剩下的工作就由 FLUENT 完成。这些工作包括设定边界条件和物质属性、调整网格、进行计算、对结果进行后处理并显示结果等等。

5.2.2 计算类型及应用领域

FLUENT 可以计算的流动类型包括:

- (1) 任意复杂外形的二维/三维流动。
- (2) 可压、不可压流。
- (3) 定常、非定常流。
- (4) 无粘流、层流和湍流。
- (5) 牛顿、非牛顿流体流动。
- (6) 对流传热,包括自然对流和强迫对流。
- (7) 热传导和对流传热相耦合的传热计算。
- (8) 辐射传热计算。
- (9) 惯性(静止)坐标、非惯性(旋转)坐标下中的流场计算。
- (10) 多层次移动参考系问题,包括动网格界面和计算动子/静子相互干扰问题的混合面等问题。
- (11) 化学组元混合与反应计算,包括燃烧模型和表面凝结反应模型。
- (12) 源项体积任意变化的计算,源项类型包括热源、质量源、动量源、湍流源和化学组分源项等形式。
- (13) 颗粒、水滴和气泡等弥散相的轨迹计算,包括弥散相与连续项相耦合的计算。
- (14) 多孔介质流动计算。
- (15) 用一维模型计算风扇和换热器的性能。
- (16) 两相流,包括带空穴流动计算。
- (17) 复杂表面问题中带自由面流动的计算。

上述功能使得FLUENT具有广泛的应用,主要表现在以下几个方面:

- (1) 设备处理方法和过程的应用
- (2) 油/气能量的产生和环境应用
- (3) 航天和涡轮机械的应用
- (4) 汽车工业的应用
- (5) 热交换应用

- (6) 电子/HVAC/应用
- (7) 材料处理应用
- (8) 建筑设计和火灾研究
- (9) 水利和发电行业的应用
- (10) 环境保护领域的应用

简而言之, FLUENT 适用于各种复杂外形的可压和不可压流动计算。对于不同的流动领域和模型, FLUENT公司还提供了其它几种解算器, 其中包括NEKTON、FIDAP、POLYFLOW、IcePak以及Mixsim。

5.2.3 FLUENT 软件进行数值模拟的步骤

1. 用前处理软件创建网格;
2. 运行 FLUENT, 选择合适的解答算器: 2D、3D、2DDP、3DDP;
3. 输入在前处理软件中创建的网格;
4. 检查网格;
5. 选择解的格式;
6. 选择需要求解的基本方程: 层流还是湍流、组分输运还是化学反应等;
7. 确定所需要的附加模型: 如热交换、多孔介质等;
8. 指定材料物理性质;
9. 指定边界条件;
10. 调整参数;
11. 初始化流场
12. 迭代、求解;
13. 后处理。

5.3 假设与简化

1. 假设与简化的原则

1) 模拟以顾桥煤矿 1115(1)工作面采空区(如图 2)为原型, 所以解算模型要反映顾桥煤矿 1115(1)工作面及采空区的主要特征, 尽量与实际情况相符合;

2) 使模型可以在 Fluent 中进行计算。

2. 假设与简化

1) 工作面倾斜长 225 米。

2) 由于采空区倾斜向非常长, 根据现场观测及本文 3.3.4 节所述, 受工作面

通风影响的区域主要在靠近工作面一侧 150 米范围内,适当延长后,截取采空区工作面一侧 300 米作为研究对象。

3) 采空区内部区域按多孔介质处理。

4) 采空区内部气体只含有 N_2 、 O_2 和 CH_4 , 其他成分很少,对所求结论也没有直接的关系,不予考虑。

5) 本文所做模拟,在采空区未抽采瓦斯的条件下进行。

5.4 顾桥矿 1115(1)工作面采空区模型的建立

1. 物理模型 (数值解算模型) 如图 20 所示:

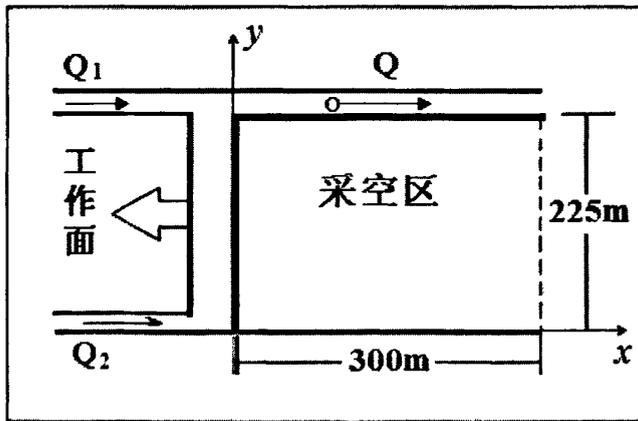


图 20 数值解算模型

Fig.20 Numerical calculation model

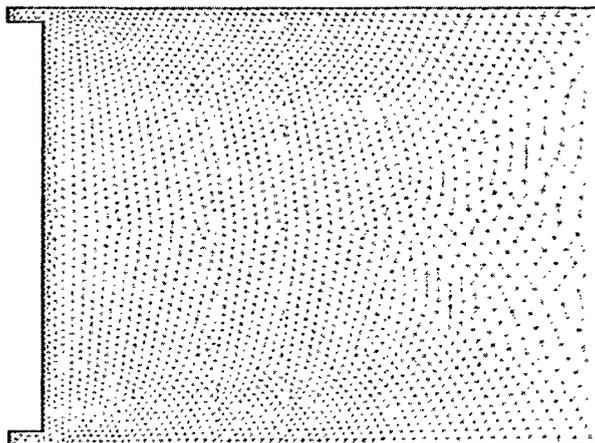


图 21 网格划分结果

Fig.21 Grid division

2. 网格划分

采用 Fluent 公司的 Gambit 软件建立计算模型和划分网格,模型分为两个部分:工作面和回风巷为一个面、采空区为一个面。划分完成的网格如图 25 所示。

3. UDF 用户自定义函数的应用

用户自定义函数 (User-Defined Functions, 即UDFs) 可以提高FLUENT程序的标准计算功能。它是用C语言书写的,有两种执行方式: interpreted型和compiled型。Interpreted型比较容易使用,但是可使用代码(C语言的函数等)和运行速度有限制。Compiled型运行速度快,而且也没有代码使用范围的限制,但使用略为繁琐。

UDFs可以用来定义:

- 1) 边界条件
- 2) 源项
- 3) 物性定义 (除了比热外)
- 4) 表面和体积反应速率
- 5) 用户自定义标量输运方程
- 6) 离散相模型 (例如体积力, 拉力, 源项等)
- 7) 代数滑流 (algebraic slip) 混合物模型 (滑流速度和微粒尺寸)
- 8) 变量初始化
- 9) 壁面热流量
- 10) 使用用户自定义标量后处理

边界条件UDFs能够产生依赖于时间, 位移和流场变量相关的边界条件。例如: 可以定义依赖于流动时间的x方向的速度入口、依赖于位置的温度边界; 源项UDFs可以定义除了DO辐射模型之外的任意输运方程的源项; 物性UDFs可用来定义物质的物理性质; 除了比热之外, 其它物性参数都可以定义; 反应速率UDFs用来定义表面或体积反应的反应速率等等。UDFs还可以对任意用户自定义标量的输运方程进行初始化, 定义壁面热流量, 或计算存贮变量值 (用用户自定义标量或用户自定义内存量) 使之用于后处理。

总之, UDFs有着广泛的应用。需要注意的是:编写UDF程序, 其扩展名必须为.C或.CPP文件, 另外, Fluent 公司提供了一套宏, 来帮助我们定义函数。这些宏都以DEFINE_开始, 对它们的解释包含在udf.h文件中, 所以我们在C语言的定义部分必需要包含库udf.h, 用户函数必须通过DEFINE宏来定义, 必须通过预定义宏来访问FLUENT求解器。

1115(1)采空区瓦斯模型采用 UDF 主要定义了以下内容:

- 1) 定义了底煤的瓦斯源项;
- 2) 定义了渗透率倒数、孔隙率、风阻等参数。

4. 边界条件

1) 巷道风流入口边界

如图 24 所示: 风量分为以下三种情况: (1)轨道顺槽 $Q_1=574\text{m}^3/\text{min}$, 运输顺槽 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$; (2) 轨道顺槽 $Q_1=770\text{m}^3/\text{min}$, 运输顺槽 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$; (3) 轨道顺槽 $Q_1=1591\text{m}^3/\text{min}$, 运输顺槽 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$ 。

湍流脉动动能 k :

$$k = \xi \times \mu^2 / 2$$

式中:

μ —空气入口速度, m/s;

ξ —湍流度, 在此处取为 0.012;

湍流动能耗散率 ε :

$$\varepsilon = C_\mu \frac{k^{\frac{3}{2}}}{l}$$

式中:

C_μ —经验常数, 此处取为 0.009;

l —为湍流尺度, m;

2) 巷道风流出口边界

巷道风流出口设为自由出口。

3) 瓦斯边界

瓦斯边界包括煤壁瓦斯边界、采空区底板边界和采空区深部边界。煤壁瓦斯涌出设为质量边界, 单位面积质量流量为 0.172kgs^{-1} ; 采空区深部和采空区底板均设为瓦斯涌出源项: 采空区深部瓦斯涌出量设为常数 0.229kgs^{-1} , 采空区底板遗煤瓦斯涌出量根据瓦斯衰减规律随其在采空区内浓度不同而变化, 符合公式

$q(x) = 0.00572(1 + \frac{x}{10})^{0.5}$, 其中 x 为采空区距离工作面长度。采空区深部和采空区

底板的瓦斯涌出由 UDF 函数输入。

4) 内部边界

工作面与采空区交界面以及回风巷与采空区交界面均设为内部边界, 流体可通过此界面流进、流出。

图 22 瓦斯浓度分布云图 ($Q_1=574\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

Fig.22 Contours of concentration of Ch4 ($Q_1=574\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

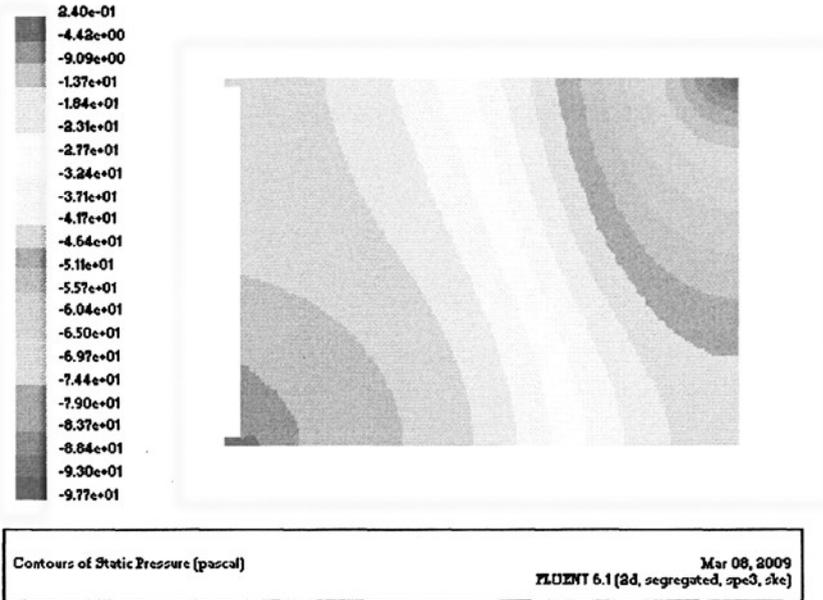


图 23 风压等值线 ($Q_1=574\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

Fig.23 Contours of Static Pressure ($Q_1=574\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

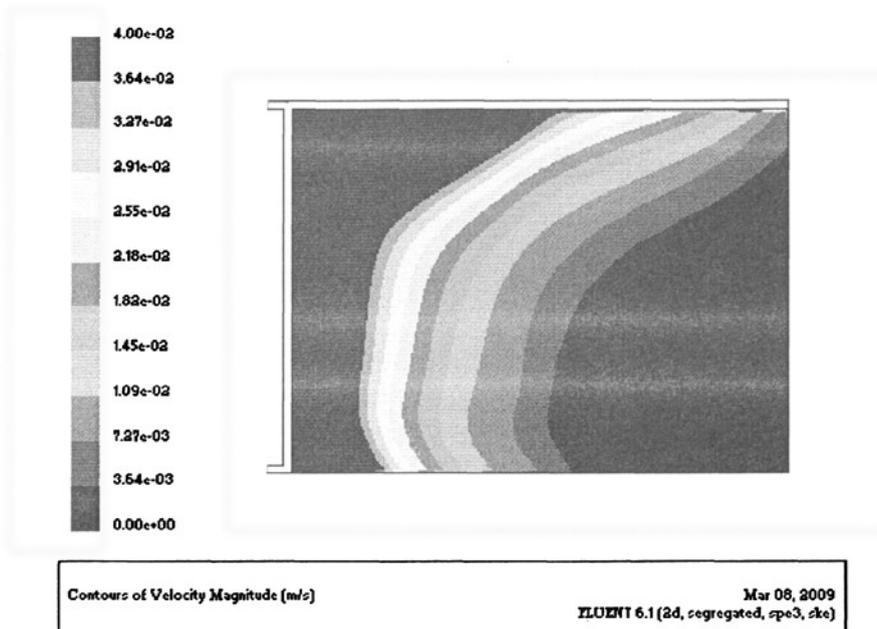
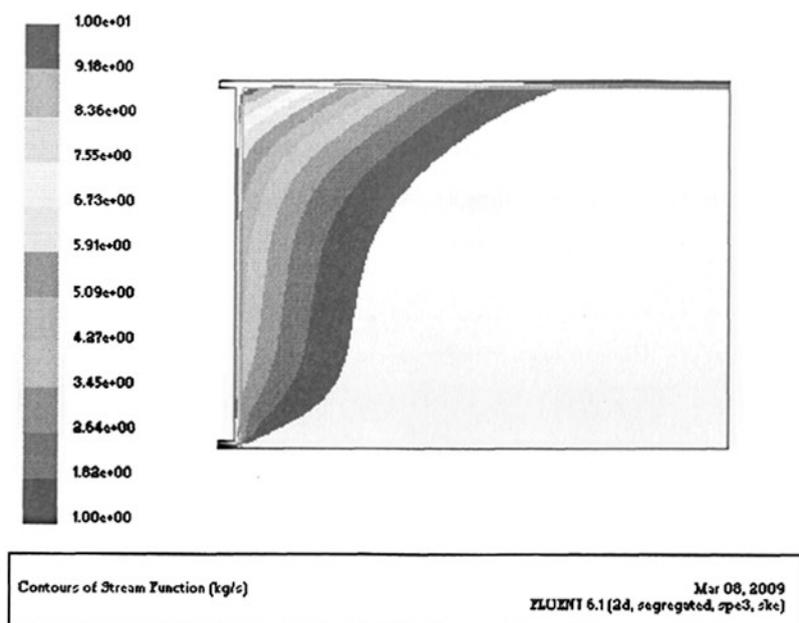


图 24 速度分布等值线 ($Q_1=574\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

Fig.24 Contours of Velocity Magnitude ($Q_1=574\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

图 25 漏风流线 ($Q_1=574\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)Fig.25 Contours of Stream Function ($Q_1=574\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

2) 不同配风比例对通风效果的影响

两进一回Y型通风系统运输顺槽进风的作用是稀释工作面落煤和煤壁涌出的瓦斯，轨道顺槽进风的作用在于驱散上隅角瓦斯积聚，稀释沿空留巷瓦斯浓度^[73]。利用二者进风量的变化，特别是通过调整轨道顺槽进风量，可以有控制地向采空区沿空留巷漏风，使采空区瓦斯直接进入沿空留巷。

由于有沿空留巷的支撑，采空区内内部位于沿空留巷一侧沿走向长度的压实程度较小，即：此处采空区的孔隙率较大，因此有漏风现象。如图27所示，当主、副进风巷比例接近1:3时，在此风量下工作面风速适宜，排尘效果良好，此时，回风巷瓦斯浓度实测值如图26所示，基本上低于1%，满足煤矿安全规程的要求。

如图27所示，当主、副进风巷比例接近2:3时，可知：随着轨道顺槽进风量的增大（运输顺槽进风量不变），漏风风速有较大增加；同时，通过对比图25、图28可知：漏风范围也随着风量的增加而有所增加，但由于主、副进风巷压能差的减小，影响了工作面的通风效果。当主、副进风巷比例接近1:1时，观察图29，此时A(工作面上隅角)、B(工作面下隅角)两处压能几乎相等，导致工作面风流不畅，会造成上隅角瓦斯积聚及严重影响排尘效果。因此，总风量合理的前提下，主、副进风巷进风量的比例为1:3时效果比较好。

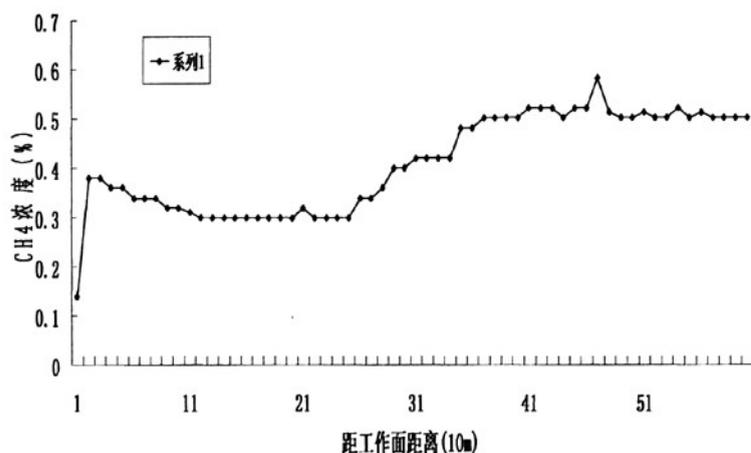
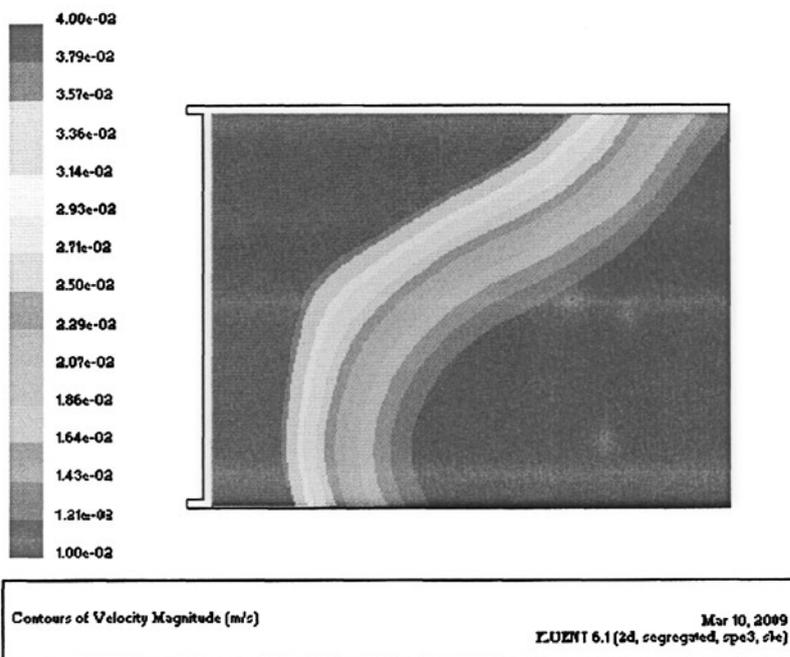


图26 顾桥矿工1115(1)工作面回风巷瓦斯浓度实测值

Fig.26 Metrical data of gas concentration in 1115(1)coalface



Contours of Velocity Magnitude (m/s)

Mar 10, 2009
FLUENT 6.1 (2d, segregated, spe3, rle)

图 27 速度分布等值线 ($Q_1=770\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

Fig.27 Contours of Velocity Magnitude ($Q_1=770\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

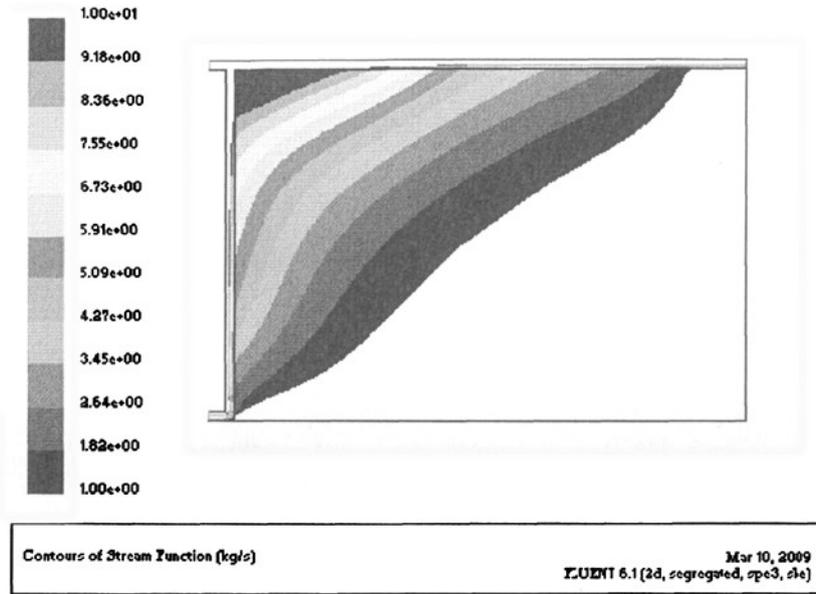
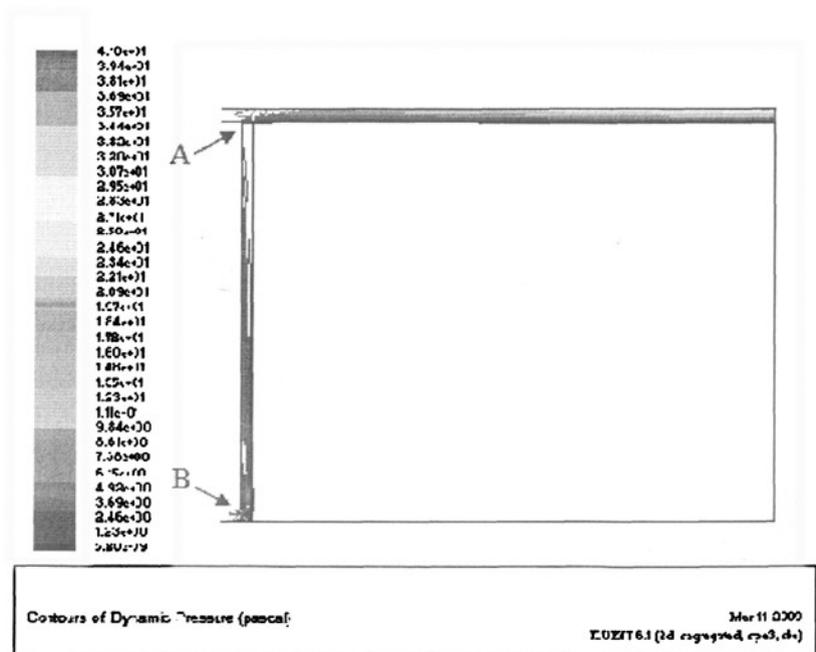


图 28 漏风流线 ($Q_1=770\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)
 Fig.28 Contours of Stream Function ($Q_1=770\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)



A: 工作面上隅角 B: 工作面下隅角

图 29 动压等值线 ($Q_1=1591\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)
 Fig.29 Contours of Dynamic Pressure ($Q_1=1591\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

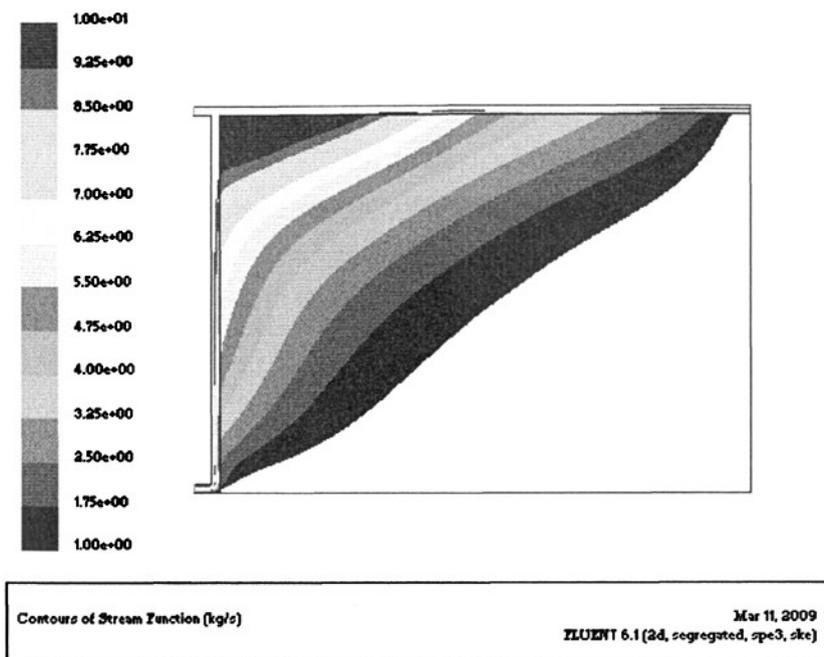


图 30 漏风流线 ($Q_1=1591\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

Fig.30 Contours of Stream Function ($Q_1=1591\text{m}^3/\text{min}$ 、 $Q_2=1591\text{m}^3/\text{min}$)

5.5.2 模拟结果与实测值对比

顾桥矿 1115(1)工作面回采过程中为了对 CH_4 、 C_2H_6 、 C_2H_4 、 C_2H_2 、 CO 、 CO_2 、 N_2 、 O_2 等气体变化情况进行监测，布置了束管监测系统对工作面采空区的气体成分进行取样分析。图 31 为束管采样点位置图：



图 31 采空区沿空留巷一侧束管采样点位置图

Fig.31 Longwall layout with sampling points

采空区回风侧 9#、10#测点部分气体浓度原始测试结果如表 3 所示：

表 3 采空区回风侧 9#、10#测点瓦斯浓度数据表

Tab.3 Gas concentration at sampling points 9#&10#

日期	距工作面 距离/m	10#束管			9#束管		
		CH ₄	O ₂	N ₂	CH ₄	O ₂	N ₂
2008-2-10	1.3	1.52	20.12	78.22	1.19	20.48	78.23
2008-2-11	8.1	1.56	19.75	78.45	1.21	20.4	78.34
2008-2-12	13.0	1.68	19.46	78.53	1.37	20.42	77.14
2008-2-13	17.9	2.39	19.1	78.41	2.02	20.14	77.62
2008-2-14	23.8	2.32	19.58	77.68	1.98	20.2	77.57
2008-2-15	31.0	3.1	19.05	77.75	2.07	20.2	77.55
2008-2-16	37.2	1.73	19.12	78.24	2.05	20.24	77.49
2008-2-17	43.4	1.9	19.52	78.19	2.05	20.3	77.46
2008-2-18	50.8	2.63	19.27	77.16	1.95	20.32	77.47
2008-2-19	56.7	0.24	19.57	78.79	1.89	20.14	77.63
2008-2-20	62.2	0.46	19.35	78.96	2.05	20.15	77.6
2008-2-21	68.2	2.58	19.82	77.25	8.92	20.27	70.32
2008-2-22	74.1	0.4	19.73	77.75	1.53	20.05	78
2008-2-23	79.5	1.79	19.18	74.27	1.5	20.11	77.79
2008-2-24	82.5	0.48	19.33	77.3	1.7	19.82	77.77
2008-2-25	85.6	0.63	20.17	77.97	1.82	19.88	77.72
2008-2-26	90.0	0.67	19.84	78.08	1.7	19.94	77.66
2008-2-27	93.6	0.72	18.74	75.36	1.66	20.01	77.68
2008-2-28	100.5	1.59	19.59	77.97	0.98	18.97	77.99
2008-2-29	105.2	1.77	18.92	78.39	1.01	18.04	77.68
2008-3-1	110.1	1.75	18.21	79.44	1.22	19.45	78.01
2008-3-2	114.1	1.77	18.85	79.29	1.35	18.37	76.24
2008-3-3	119.3	1.7	18.24	78.38	1.86	19.53	78.25
2008-3-4	124.1	0.12	19.34	79.3	2.1	19.52	78.18
2008-3-5	129.9	0.42	19.21	79.18	0.38	19.81	77.68
2008-3-6	137.0	0.5	17.8	74.63	0.4	20.06	78.46

表 3 (续)

Tab.3 con.

日期	距工作面 距离/m	10#束管			9#束管		
		CH ₄	O ₂	N ₂	CH ₄	O ₂	N ₂
2008-3-7	144.0	0.70	18.58	77.06	1.08	20.32	78.43
2008-3-8	150.9	1.02	19.04	78.94	1.22	20.25	78.46
2008-3-9	158.6	0.78	19.07	78.7	0.66	19.99	78.69
2008-3-10	166.3	0.87	19.03	78.78	0.57	20.01	78.48
2008-3-11	174.4	0.96	17.00	78.72	0.95	20.01	78.3
2008-3-12	181.3	0.88	19.00	78.73	1.1	19.91	77.89
2008-3-13	186.8	0.98	20.00	78.5	1.26	19.71	77.83
2008-3-14	195.1	1.00	19.21	78.28	1.18	20.08	78.58
2008-3-15	202.0	1.01	19.32	78.18	1.10	21.08	79.46
2008-3-16	210.1	0.92	18.67	78.49	0.98	19.30	77.08
2008-3-17	216.2	1.21	20.22	78.66	1.02	20.11	78.23
2008-3-18	221.3	1.10	21.00	79.8	0.977	19.29	78.00
2008-3-19	227.9	1.17	19.81	79.56	1.48	20.11	78.15
2008-3-20	234.4	1.25	19.83	79.00	1.51	20.13	78.12
2008-3-21	242.9	6.24	18.9	73.17	1.62	20.02	78.25
2008-3-22	249.2	7.03	18.56	73.54	1.73	20.06	78.1
2008-3-23	256.8	11.26	17.51	70.49	1.82	20.87	77.3
2008-3-24	264.9	21.96	15.02	62.52	2.07	20.05	77.09
2008-3-25	273.6	15.08	16.12	68.72	11.62	18.14	70.00
2008-3-26	281.0	15.82	16.09	67.76	12.01	17.49	70.15
2008-3-27	291.4	12.36	16.24	71.16	10.33	17.98	71.27
2008-3-28	298.8	11.29	17.79	70.79	8.57	17.00	74.35
2008-3-29	307.8	14.83	16.21	68.77	2.05	19.70	78.23
2008-3-30	316.2	12.36	17.14	69.51	7.07	18.13	74.07
2008-3-31	324.0	8.00	17.22	73.94	0.87	19.53	77.98
2008-4-1	333.2	12.52	16.00	70.66	13.55	17.25	69.18
2008-4-2	341.4	11.94	17.55	69.97	11.42	17.98	70.30

表 3 (续)

Tab.3 con.

日期	距工作面 距离/m	10#束管			9#束管		
		CH ₄	O ₂	N ₂	CH ₄	O ₂	N ₂
2008-4-3	347.5	16.93	17.15	65.28	10.77	16.05	71.33
2008-4-4	355.8	23.76	12.43	63.14	35.26	13.57	50.73
2008-4-5	363.4	31.78	12.63	54.31	25.22	14.51	60.13
2008-4-6	372.4	38.23	14.30	45.17	27.11	16.31	56.22
2008-4-7	380.8	15.78	14.96	67.4	33.92	16.08	49.39
2008-4-8	387.2	36.94	13.43	49.35	29.25	15.27	52.07
2008-4-9	392.6	37.46	13.74	48.7	24.18	17.92	57.14
2008-4-10	400.2	32.32	14.16	52.92	32.27	14.67	50.41

表 3 列出了通过 9#、10#测得的采空区瓦斯浓度与工作面距离之间的关系，根据表 3 绘制出图 32、图 33，根据图 22 及其它相关数据，绘制出图 34。通过分析图 34 可得出：

1) 从 9#测点和 10#测点的瓦斯浓度变化趋势线上看，其变化规律及趋势是一致的。在 250m 范围内，瓦斯浓度变化不明显，基本在 2%以内呈波动状态。到了距工作面 250m~300m 后，瓦斯浓度开始增大。在 350m~400m 范围内瓦斯浓度呈激增状态。

2) 从观测结果看：距工作面 250m 范围内，瓦斯浓度较小，且变化不大；距工作面 250m~400m 范围内瓦斯浓度较大，且呈激增状态。形成这一现象的原因主要是由于在 250m 范围内，采空区漏风大，大量瓦斯在漏风作用下流向了采空区深部。到了距离工作面 250m 后，漏风急剧减小，再加上采空区前部涌过来的瓦斯，从而形成了瓦斯聚集、浓度增大的状态。

3) 通过图 22 结合图 34 分析 Fluent 模拟结果可知：200m 范围内，瓦斯浓度较小，且变化不大，浓度在某一固定值处波动；距工作面 200m~250m 范围内瓦斯浓度开始增大，250m~300m 瓦斯浓度呈激增状态。利用 Fluent 软件模拟出的瓦斯场浓度变化范围与 9#测点和 10#测点所测出的瓦斯浓度变化范围基本一致，并且模拟结果与束管监测得出的结果在瓦斯浓度变化趋势上也是一致的。

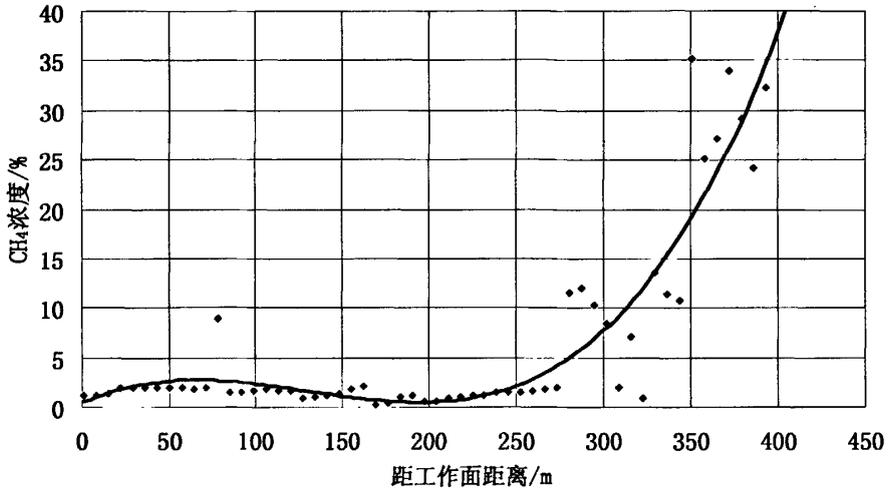


图 32 工作面风巷瓦斯浓度随距工作面距离关系 9#束管测定结果

Fig.32 The relation between gas concentration and distance at sampling points 9#

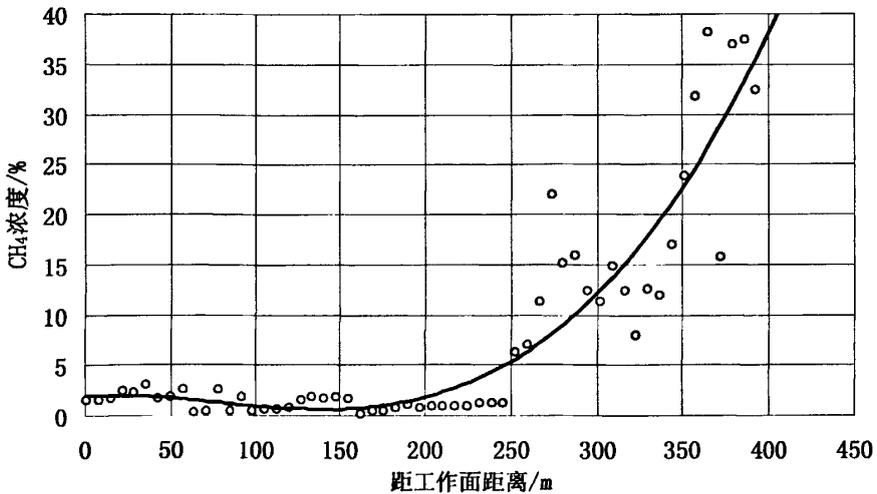


图 33 工作面风巷瓦斯浓度随距工作面距离关系 10#束管测定结果

Fig.33 The relation between gas concentration and distance at sampling points 10#

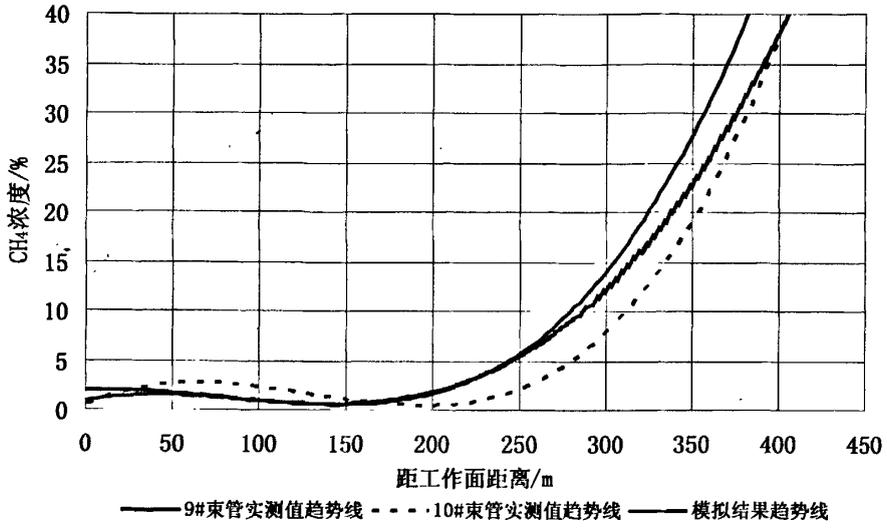


图 34 模拟结果趋势与 9#、10#束管测定趋势的比较

Fig.34 Comparison of simulation result with data from sampling points 9#&10#

6 结论与展望

6.1 结论

1. 两进一回 Y 型通风, 沿空留巷的末端是能位的最低点, 漏风向沿空留巷末端方向流动, 在风量分配合理的前提下, 采空区里的瓦斯不会被带至工作面及上隅角。因此瓦斯不会在上隅角积聚, 彻底解决了上隅角瓦斯超限问题。

2. 两进一回 Y 型通风系统采空区孔隙率分布呈“簸箕”状: 沿走向延伸至采空区深处孔隙率逐渐减小, 达到一定深处时呈“压实”状; 沿倾向孔隙率变化呈两边大中间小的特性, 在靠近沿空留巷一侧由于支护留巷的缘故, 孔隙率较大。

3. 两进一回 Y 型通风系统采空区瓦斯浓度分布规律为: 沿走向向采空区深部瓦斯浓度增大, 沿倾向从下向上瓦斯浓度逐渐增大, 靠近沿空留巷瓦斯浓度最大。

4. 两进一回 Y 型通风系统由于有沿空留巷存在, 在靠近沿空留巷一侧采空区的压实程度较低, 同时, 由于留巷末端能位较低, 这是造成采空区靠近留巷末端一侧瓦斯浓度较高的原因。

5. 上下顺槽合理的进风量, 不仅可以有效控制沿空留巷漏风现象, 稀释沿空留巷内的瓦斯, 而且对工作面通风效果有重要影响。下顺槽进风量是上顺槽进风量的 3 倍, 工作面通风以及控制瓦斯效果较好。

6.2 不足与展望

两进一回 Y 型通风系统比传统的 U 型通风系统在治理上隅角瓦斯积聚方面有很大的优势, 能够取得非常好的效果。因此, 两进一回 Y 型通风系统将会有广阔的应用前景。本论文仅建立了二维数学模型和物理模型, 因此, 对两进一回 Y 型通风方式采空区瓦斯流场的模拟结果肯定会有不足之处, 有待以后进行更深入的研究。

1. 论文对两进一回 Y 型通风系统采空区瓦斯流场进行了二维模拟, 得出了在二维空间中的瓦斯流场。为了更接近实际, 将来应在三维模拟方面进行进一步研究。

2. 模拟了未抽采情况下的采空区瓦斯流场, 以后应对抽采条件下的瓦斯流场进行模拟研究。

3. 应加强对采空区瓦斯流场的现场测试和研究, 为数值模拟提供更准确的依据。

参考文献

- [1] 于不凡. 煤矿瓦斯灾害防治及利用技术手册[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2000
- [2] 俞启香. 矿井瓦斯防治[M]. 第一版. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1992, 2
- [3] 荣林, 龙伍见. 预抽煤层瓦斯防止煤与瓦斯突出. 贵州地区综合防治煤与瓦斯突出的研究报告集. 重庆煤研所, 六枝矿务局, 1985
- [4] 张国枢. 通风安全学[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2000, 7: 183~184
- [5] 章梦涛. 采场空气流动状况的数学模型和数值方法[J]. 煤炭学报, 1983, 8(3): 46~54
- [6] 周世宁, 林柏泉. 煤层瓦斯赋存与流动理论[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1999
- [7] LEGRAND J. Revisited analysis of pressure drop in flow through crushed rocks[J]. Journal of Hydraulic Engineering, 2002, 128(11): 1027~1031
- [8] 陈占清, 缪协兴. 影响岩石渗透率的因素分析[J]. 矿山压力与顶板管理, 2001, (2): 83~86
- [9] 余为, 李强. 破碎岩体中的气体渗流规律研究[J]. 燕山大学学报, 2007, 31(4)
- [10] PRADIP KUMAR G N, VENKATARAMAN P. Non-Darcy converging flow through coarse granular media[J]. Journal of the Institution of Engineers(India): Civil Engineering Division, 1995, 76: 6~11
- [11] 张东明, 刘见中. 煤矿采空区瓦斯流动分布规律分析[J]. 中国地质灾害与防治学报, 14(1): 81~84
- [12] 刘卫群. 破碎岩体的渗流理论及其应用研究[D]. 北京: 中国矿业大学, 2002.
- [13] 马占国. 采空区破碎岩体中水渗流特性研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2003.
- [14] 李顺才. 破碎岩体非Darcy渗流的非线性动力学研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2006.
- [15] 刘卫群, 缪协兴. 综放开采J型通风采空区渗流场数值分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(6): 1152~1158
- [16] 陈占清等. 采动围岩中参变渗流系统的稳定性分析[J]. 中南大学学报自然科学版, 2004, 35(1): 129~132.
- [17] 黄先伍等. 破碎砂岩渗透特性与孔隙率关系的实验研究[J]. 岩土力学, 2005, 26(9): 1385~1388
- [18] LIU jian et al. Study on the law of methane seepage in the wall of drainage roadway in mining seam-group[J]. JOURNAL OF COAL SCIENCE&ENGINEERING, 2005, 11(2): 64~66
- [19] 缪协兴等. 岩石(煤)的碎胀与压实特性研究[J]. 实验力学, 1997, 12(3): 394~400

- [20] 张振南等. 松散岩块压实破碎规律的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(3): 451~455
- [21] 李树刚. 综放面采空区岩体碎胀特性分析[J]. 陕西煤炭技术, 1996, (4): 19~20
- [22] 李树刚, 钱鸣高. 综放面采空区冒落特性及瓦斯流态[J]. 矿山压力与顶板管理, 1997, No3-4 : 76~78
- [23] 张冬至等. 采动岩体碎胀系数变化规律研究[J]. 江苏煤炭, 1998, (1): 5~7
- [24] 张永波等. 采动岩体裂隙分形相关规律的实验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(23): 3426~3429
- [25] 张俊英. 采动破碎岩体的动态碎胀性物理模拟的研究[J]. 选煤技术, 2006 (增刊): 69~72
- [26] 李树刚. 综放开采围岩活动及瓦斯运移[M]. 中国矿业大学出版社, 2000, 134~157
- [27] 李宗翔, 孙广义. 回采采空区非均质渗流场风流移动规律的数值模拟[J]. 岩石力学与工程学报, 2001, 增(2)
- [28] 李宗翔等. 任意形冒落非均质采空区流场流态数值模拟[J]. 力学与实践, 2005, 27: 26~28
- [29] 章梦秋等. 煤岩流体力学[M]. 北京: 科学出版社, 1995
- [30] 吴强, 梁栋. CFD技术在通风工程中的运用[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2001, 11
- [31] 何启林. 采空区瓦斯弥散流场的研究[J]. 焦作工学院学报, 1997, 16(3): 74~80
- [32] 刘泽功, 叶建设. 顶板巷道抽采采空区瓦斯的应用研究[J]. 淮南工业学院学报, 1999, 19(2): 32~36
- [33] 刘泽功. 开采煤层顶板抽采瓦斯流场分析[J]. 矿业安全与环保, 2000, 27(3): 258~261
- [34] 丁广骥等. 采场复杂场流的流体动力相似与模块化问题[J]. 中国矿业大学学报, 1995, 24(1): 47~51
- [35] 丁广骥, 柏发松. 采空区混合气运动基本方程及其有限元解法[J]. 中国矿业大学学报, 1996, 25(3): 21~26
- [36] 丁广骥. 矿井大气与瓦斯三维流动[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1996
- [37] 蒋曙光, 张人伟. 综放采场流场数学模型及数值计算[J]. 煤炭学报, 1998, 23(3): 258~261
- [38] 齐庆杰, 黄伯轩. 采场瓦斯运移规律与防治技术研究[J]. 煤炭学报, 1998, 7(1): 29~31
- [39] 李宗翔. 采空区遗煤自燃过程及其规律的数值模拟研究[J]. 中国安全科学学报, 2005, 16(6): 15~19
- [40] 李宗翔等. 回采工作面采空区瓦斯涌出规律的数值模拟研究[J]. 中国地质灾害与防治学

- 报, 2005, 16(4): 42~46
- [41] 张铁岗. 矿井瓦斯综合治理技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001, 3
- [42] 龚乃勤. 采空区瓦斯抽放方法与展望[J]. 煤矿安全, 2004, 35(11):31~33
- [43] 邓明. 顶板走向钻孔抽放采空区瓦斯数值模拟及分析[D]. 安徽理工大学, 2003
- [44] 黄志安. 近距离高瓦斯煤层综采面瓦斯抽放理论与应用研究[D]. 北京科技大学, 2006
- [45] 李宗翔等. Y形通风采空区自燃与有害气体排放的数值模拟[J]. 安全与环境学报, 2005, 5(6)
- [46] 李晋平. 沿空留巷技术及其在潞安矿区的应用[D]. 煤炭科学研究总院, 2005
- [47] 周华强等. 国内外高水巷帮充填技术的研究与应用[J]. 矿山压力与顶板管理, 1991, 8(4): 2~6
- [48] 袁亮. 低透气性高瓦斯煤层群无煤柱快速留巷Y型通风煤与瓦斯共采关键技术[J]. 中国煤炭, 2008, 34(6): 9~13
- [49] J.贝尔著; 李竞生, 陈崇希译. 多孔介质流体动力学[M]. 北京: 中国建筑出版社, 1983
- [50] 缪协兴等. 采动岩体渗流理论[M]. 北京: 科学出版社, 2004, 1
- [51] B.H阿拉文, C.H努美罗夫. 滤流理论[M]. 北京: 高等教育出版社, 1958
- [52] 李洋, 李文平. 潘谢矿区导水裂隙带发育高度与采厚关系回归分析[J]. 地球与环境, 2005, 33(增刊): 66~69
- [53] 涂敏, 刘泽功. 煤体采动顶板裂隙发育研究与应用[J].煤炭科学技术, 2002, 30(7): 54~56
- [54] 涂敏. 潘谢矿区采动岩体发育高度的研究[J]. 煤炭学报, 2004, 29(6): 641~645
- [55] 檀双英等. 祁东矿综采覆岩破坏特征[J]. 煤炭科学技术, 2006, 34(9): 1~4
- [56] 汪华君等. 覆岩导水裂隙带高度的微地震(MS)监测研究[J].煤炭工程, 2006(3): 74~76
- [57] 武强等. 开滦东欢砬矿北二采区冒裂带高度可视化数值模拟[J].煤田地质与勘探, 2002, 30(5): 41~44
- [58] 秦汝祥. 高瓦斯高产工作面立体“W”型空气动力学系统研究[D]. 安徽理工大学, 2008
- [59] 钱鸣高. 采场矿山压力与控制(修订版)[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1991, 3
- [60] 钱鸣高, 刘听成. 矿山压力及其控制(修订版)[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1991, 3
- [61] 许家林, 孟广石. 应用上覆岩层采动裂隙“O”形圈特征抽放采空区瓦斯[J].煤矿安全, 1995(7): 2~4
- [62] 周西华. 双高矿井采场自燃与爆炸特性及防治技术研究[D]. 辽宁工程技术大学, 2006, 6
- [63] 张国枢, 戴广龙. 煤炭自燃理论与防治实践[M]. 煤炭工业出版社, 2002
- [64] 张兴华. 综采工作面采空区瓦斯运移规律及其应用[D]. 辽宁工程技术大学, 2002, 12

- [65] 徐响华. 坚硬顶板综放工作面采空区瓦斯涌出规律研究[D]. 安徽理工大学, 2008
- [66] 梁栋. 通风过程瓦斯运移规律和数值模拟[M]. 煤炭工业出版社, 1998
- [67] 黄伯轩. 采场通风与防火[M]. 煤炭工业出版社, 1992, 7
- [68] 赵玉新. Fluent中文全教程[M]. 国防科技大学出版社, 2003.11
- [69] Jerryzhq. Fluent简明教程. <http://www.cfluid.com.cn>, 2005
- [70] Fluent全攻略. <http://www.cfluid.com.cn>
- [71] 胡殿明. 等煤层瓦斯赋存规律及防治技术[M]. 徐州:中国矿业大学出版社, 2006, 11
- [72] 李宗翔. 特殊通风形式采空区自燃过程数值模拟. 中国工程热物理学会第十一届学术会议, 编号: 053009, 898~903
- [73] 张琰东. Y型通风方式治理高产综采面瓦斯研究[J]. 煤, 2003, 14(2): 17~18
- [74] 袁亮. 低透气性煤层群无煤柱煤与瓦斯共采理论与实践[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 大
2008, 10

致 谢

本论文是在导师袁树杰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，还是撰写、修改、定稿都倾注了导师的大量心血和汗水。值此论文脱稿之际，谨向尊敬的导师袁树杰教授表示最崇高的敬意和衷心的感谢。三年来，无论在学习和生活中，导师都给予了极大的关心、支持和帮助。导师治学严谨、平易近人，使作者的专业理论学习和科学研究实践等方面都取得了长足的进步，他的言传身教将成为我一生受益不尽的宝贵财富。

感谢安全工程系张国枢教授、刘泽功教授、戴广龙教授、石必明教授、何启林教授、吕品教授和王佰顺教授在学习上给予的教诲和指导。感谢秦汝祥老师、唐明云老师在数值模拟方面给予的无私帮助和指导，感谢研究生 06-5 班全体同学在三年的学习生活中对我的支持与帮助。

感谢顾桥煤矿的领导和工程技术人员在现场科研实践方面给予的支持和帮助。

由于时间与作者水平的限制，文中难免有不足之处，敬请各位专家、老师批评指正。

作者简介及读研期间主要科研成果

1. 作者简介：

戚良锋，男，1972年6月生，汉族，安徽淮南人；2001年9月~2004年6月，就读于安徽理工大学计算机系，获得计算机科学与技术专业工学学士学位；2006年9月~2009年6月，就读于安徽理工大学能源与安全学院安全工程专业，攻读硕士学位。

2. 读研期间发表学术论文：

空调安装位置对房间降温效果的影响，第一作者，科技信息（2008，18）

3. 参加的主要科研项目：

- 1) 顾桥矿1115(1)工作面自然发火“三带”规律及防灭火技术研究
- 2) 刘庄煤矿东西区贯通后矿井通风系统优化
- 3) 刘庄煤矿煤炭自燃发火标志气体及工作面“三带”分布研究