

摘 要

本文通过详细的论述,建立不同采煤边界条件下采空冒落区瓦斯分布及运移的数学模型,揭示高强度快速开采条件下采空冒落区瓦斯分布及运移规律。根据实测数据分析和总结了综采工作面采空区瓦斯来源、采空区瓦斯涌出所占比例、采空区瓦斯流动及其瓦斯浓度分布规律。对影响综采工作面采空区瓦斯涌出的主要开采技术因素如风量、风压、推进速度及通风系统等进行了全面的分析。通过建立采空区瓦斯运移的数学模型,利用采空区瓦斯运移数值模拟程序,在计算机上对具体的工作面进行模拟分析,揭示高强度快速开采条件下采空冒落区瓦斯分布及运移规律,为采空区瓦斯治理提供了可靠的理论依据。

关键词: 采空区、瓦斯浓度分布、通风系统、数值模拟

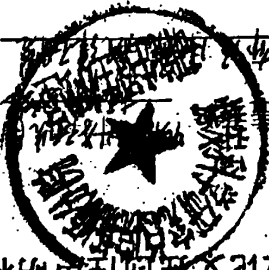
ABSTRACT

Through detailed description, the mathematical model of gas distribution and migration for collapsed zone in different mining boundary conditions has been built, and its rule has been revealed in the high strength rapid conditions. Based on the measured data, gas source, gas emission ratio, gas flow and distribution rule have been summarized. The main mining technology factors of influencing gas emission for goaf of coal mine, such as air volume, air pressure, promoting speed and ventilation system, have been comprehensively analyzed. By goaf of coal mine gas migration numerical simulation, the concrete workface has been simulated, then gas distribution and migration rule for collapsed zone in the high strength rapid conditions have been revealed. The results have provided reliable theoretical basis for gas control of goaf of coal mine.

KEY WORDS: goaf of coal mine methane concentration distribution
ventilation system numerical simulation

煤炭科学研究总院学位论文独创性声明和使用授权声明

姓名: 李学国 培养单位 (盖章): 煤炭研究所 入学时间: 2005.9
论文题目: 采空区瓦斯分布规律研究



学位论文独创性声明

本人所呈交的学位论文,是在导师的指导下,独立进行研究所取得成果。除文中已经注明引用的内容外,本论文不含任何其他个人或集体已经发表或撰写过的研究成果。对本文的研究做出重要贡献的个人和集体,均已在文中标明。

本声明的法律后果由本人承担。

论文作者(签名): 李学国

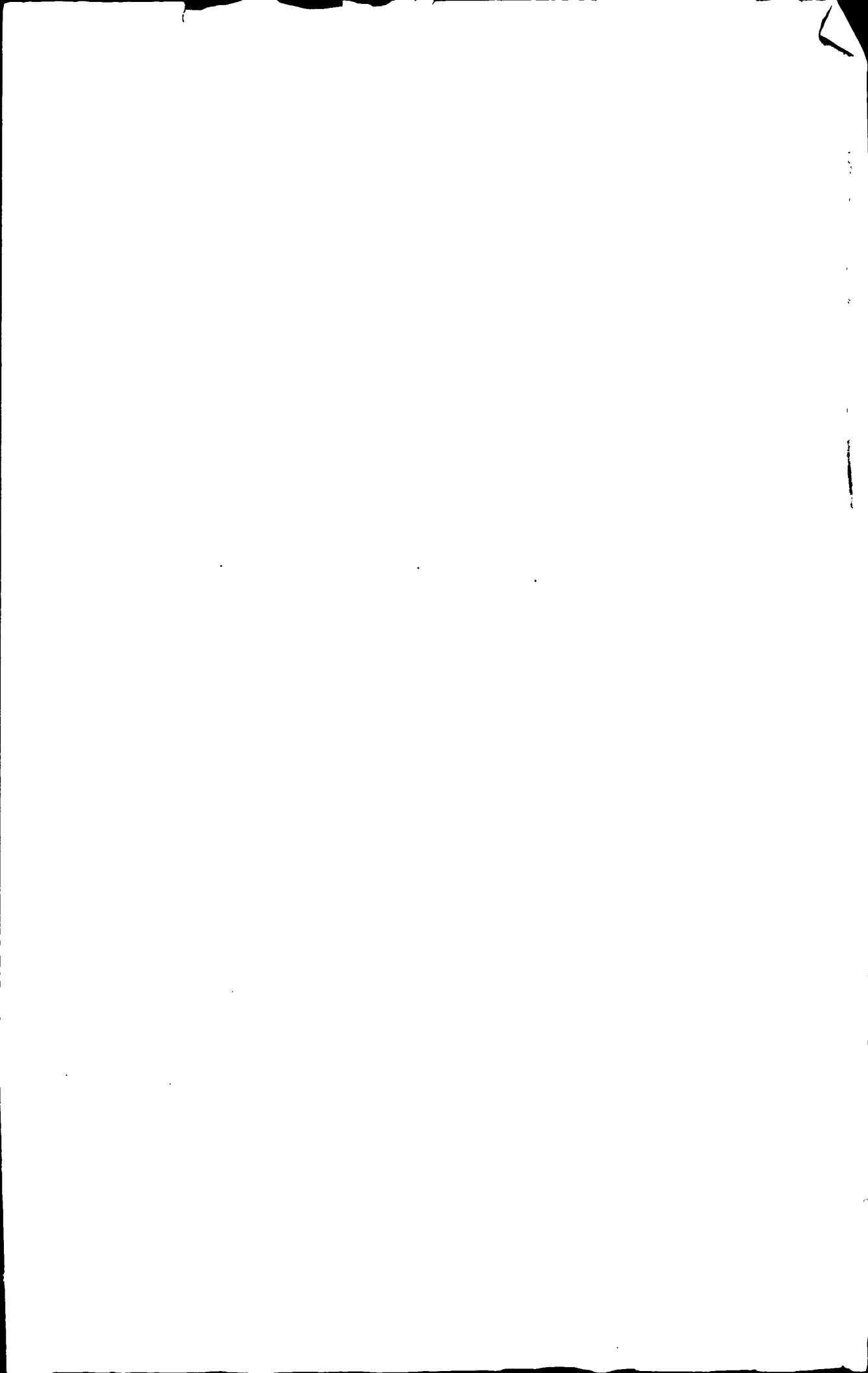
2009年7月31日

学位论文使用授权声明

本人完全了解煤炭科学研究总院关于收集、保存、使用学位论文的规定。本人愿意按照总院的要求提交学位论文的印刷本和电子版。

总院有权保留学位论文印刷本和电子版,或采用影印、缩印、数字化或其它复制手段保存论文;总院有权将论文放入总院档案管理部门供查阅。在不以营利为目的的前提下,总院有权向国家主管部门或其指定机构送交论文的电子版和纸质版。总院有权将学位论文的内容编入有关数据库进行检索。总院有权将学位论文的标题和摘要汇编出版。保密的论文在解密后遵守此规定。

导师(签名): [Signature] 2009年7月31日
论文作者(签名): 李学国 2009年7月31日



目 录

1. 绪论.....	1
1.1 引言.....	1
1.2 国内外采空区瓦斯治理现状及问题的提出.....	2
1.3 主要研究方法和研究内容.....	3
1.3.1 主要研究方法.....	3
1.3.2 主要研究内容.....	4
2. 采空区瓦斯运移及浓度分布规律.....	5
2.1 工作面瓦斯浓度分布规律.....	5
2.1.1 试验工作面基本概况.....	5
2.1.2 测点布置.....	7
2.1.3 采面瓦斯浓度沿采长方向的分布.....	7
2.1.4 采面瓦斯浓度沿垂直采长方向的分布.....	8
2.1.5 采面瓦斯涌出的不均衡性.....	8
2.2 采空区瓦斯来源分析.....	9
2.3 采空区瓦斯涌出量.....	10
2.3.1 采空区瓦斯涌出量变化.....	10
2.3.2 采空区瓦斯涌出量计算.....	11
2.4 采空区漏风.....	17
2.4.1 采空区漏风原理及防治.....	17
2.4.2 漏风点确定及漏风量测定.....	19
2.5 采空区瓦斯浓度分布规律.....	20
2.5.1 采空区瓦斯浓度分布测定方法.....	21
2.5.2 采空区沿工作面回采方向瓦斯浓度变化规律.....	23
2.5.3 沿采空区垂直高度方向瓦斯浓度的变化规律.....	27
2.5.4 沿工作面宽度方向采空区瓦斯浓度变化规律.....	27
2.5.5 上隅角充填并采取抽放时,采空区垂直工作面回采方向瓦斯浓度变化规律.....	27

3. 影响采空区瓦斯涌出的开采技术因素.....	29
3.1 影响采空区瓦斯涌出的因素概述.....	29
3.2 配风量与采空区（采面）瓦斯涌出量之间的关系.....	29
3.3 工作面推进速度（产量）对采空区瓦斯涌出量的影响.....	30
3.4 不同通风系统对采空区瓦斯涌出的影响.....	31
3.5 压差对于采空区瓦斯涌出的影响.....	33
3.5.1 采面进、回风两侧间的通风压差对采空区瓦斯涌出的影响.....	33
3.5.2 采空区内部与采面间的压差对采空区瓦斯涌出的影响.....	34
3.5.3 均压控制采空区瓦斯涌出及均压抽放采空区瓦斯技术应用.....	36
4. 回采工作面采场及采空冒落区瓦斯扩散——通风对流运移模型.....	40
4.1 采场及瓦斯运移特征.....	40
4.2 采场瓦斯运移的数学分析.....	40
4.2.1 空度因子.....	41
4.2.2 采场气体流动方程.....	41
4.2.3 瓦斯在采场中的动力弥散方程.....	42
4.3 采场瓦斯运移控制微分方程组.....	46
5. 采空冒落区瓦斯扩散—通风对流运移数值模拟.....	48
5.1 计算模型建立.....	48
5.2 采空冒落区瓦斯扩散-通风对流运移模拟求解.....	51
5.3 采空冒落区瓦斯扩散-通风对流运移数值模拟结果演示.....	51
5.3.1 方案1 模拟结果.....	53
5.3.2 方案2 模拟结果.....	60
6. 结论.....	64
参考文献.....	66
致 谢.....	69

1. 绪论

1.1 引言

随着科学技术的飞速发展,我国煤矿开采设备也越来越先进,综合机械化开采、综合机械化放顶煤开采技术和相应设备逐渐发展和成熟起来,并在全国范围内推广应用,综合机械化采煤(包括综合机械化放顶煤开采)在条件适宜时,具有高产高效、成本低、经济效益显著的特点。随着高产高效集约化矿井数量大大增加,我国煤矿正向集约化生产方向发展,在神华、淮南、兖州、晋城、潞安等矿区,一些矿井的生产能力已达 6Mt/a 以上;并且一些新建矿井实现了一矿一面或一矿两面,矿井瓦斯治理集中到工作面瓦斯治理上。

由于综合机械化采煤开采强度大、生产集中、推进速度快,使采煤工作面瓦斯涌出具有强度高、涌出量大和涌出不均衡等特点,同时综采工作面由于采高较大,走向长度较长,推进速度较快,形成面积较大的采空区,从而聚集大量的瓦斯,在顶板周期来压时,采空区瓦斯大量涌出,常常造成工作面及其回风流(尤其是上隅角)瓦斯超限;由于开采水平的延深、开采强度的加大,煤层的瓦斯含量增加,回采工作面的瓦斯涌出量也相应增大,回采工作面和采空区内瓦斯特别是上隅角瓦斯的问题日益突出,对安全生产构成了极大威胁。无煤柱开采技术的推广应用,使瓦斯抽放受到了限制;在煤层群开采和厚煤层分层开采时,采空区瓦斯涌出更为严重,经常造成综采面被迫停产,不能发挥综合机械化采煤的效能;甚至酿成重大恶性事故,给国家造成巨大经济损失。

煤壁、落煤和采空区是工作面瓦斯涌出的三个部分,其中采空区(注:本论文中所指采空区均为回采工作面现采空区,而非老空区,采空区瓦斯抽放均指回采过程中对采空区边采边抽,非老空区瓦斯抽放)瓦斯涌出在工作面瓦斯涌出中占有较大的比例。特别在煤层群开采或厚煤层分层开采过程中,邻近层或分层以及围岩中的瓦斯将通过裂隙向采空区涌入,而后涌入到工作面。对于综采放顶煤工作面,由于回采率较低(一般不到 80%),残留在采空区内浮煤较多,造成采空区瓦斯涌出量大。由于综采面多为长壁式回采工作面,而一般长壁工作面采空区的瓦斯涌出量占工作面总瓦斯涌出量的 30~40% 以上,多者达 70~80%,采空区瓦斯的大量涌出往往导致工作面瓦斯超限频繁和被迫停产,甚至酿成重大恶性事故,造成人员伤亡

和巨大经济损失，我国曾多次发生采空区、上隅角瓦斯爆炸事故。

为了保证较高的产量，必须保证一定的割煤速度，但工作面煤壁、落煤瓦斯涌出难以有效控制，一般只能采用预抽的办法。与煤壁和落煤相比，采空区瓦斯涌出相对复杂，采空区瓦斯涌出受多种因素影响，涌出空间也比较大，时间较长，因此通过对采空区瓦斯运移规律的研究，可以有的放矢地采取有效措施，从而消除制约综采工作面高产高效的这一重要因素，使综采工作面充分发挥其优势，实现真正意义上的高产高效。

1.2 国内外采空区瓦斯治理现状及问题的提出

综采面上隅角瓦斯积聚和处理的问题，是国内外技术人员努力攻关的焦点。法国煤矿采用压风引射器引排综采面上隅角的瓦斯，日本、前苏联、波兰和德国用小型气动风机吹散上隅角的积聚瓦斯，前苏联用抽放泵抽排上隅角的瓦斯。这些方法对于治理上隅角瓦斯超限问题均取得了一定的效果，但不能达到治本的目的。国外也很重视对采空区的抽放，采空区（含老采空区）瓦斯抽放量在总抽放量中占有较大的比重，如德国等均达到 30%左右，除保证安全生产外，采空区的瓦斯抽放还可满足矿井瓦斯利用的需要。

我国非常重视对采空区瓦斯的研究，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”、“局部积聚瓦斯自动控制安全抽排技术和装置的研究”、“973”国家重点基础研究发展计划“预防煤矿瓦斯动力灾害的基础研究”项目中课题三“采动裂隙场时空演化与瓦斯流动场耦合效应”，都把采空区瓦斯分布、运移、治理作为重大课题来解决，可见国家对采空区瓦斯的重视程度。国家煤矿安全监察局曾提出“先抽后采、监控监测、以风定产”十二字方针，现提出“通风可靠、抽采达标、监控有效、管理到位”十六字方针，把瓦斯抽采、治理工作当做重点来抓，将采空区瓦斯抽放作为矿井综合瓦斯抽放的一个重要组成部分。

在采空区及上隅角瓦斯抽放方法及抽放工艺方面，我国取得了丰富的经验，对于采空区瓦斯涌出量较大的综采工作面一般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，在一定程度上缓解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,采空区及上隅角瓦斯问题仍严重地制约着综采(综放)工作面的安全生产,其原因是在采用治理方法时,未能从综采面整体观念出发,而是采用单一的处理方法,并非综合治理。

在一些科研项目中,往往对采空区抽放、抽放工艺设计或均压技术等做为一个专项来进行研究,缺乏横向联系,没有对采空区进行全面系统的研究。另外,随着科学技术的进步,综采已在开采条件适合的矿区全面推广,以往在炮采或机采等条件下得出的一些关于采空区的瓦斯运移规律,需要根据综采工作面的特点进行修正,初步建立了采动空间瓦斯运移和涌出的一些理论计算模型和计算方法。但针对高强度开采(综采、大采高)采动条件下采空区瓦斯分布、运移规律及影响因素的综合性研究尚需进一步加强和开展。为此,开展综采面采空区瓦斯运移规律研究工作很有实际意义,在摸清采空区瓦斯运移规律的基础上,从几个方面入手,进行全方位地治理采空区瓦斯,结合其它方面的瓦斯治理措施,才能更好的解决采空区及局部积聚瓦斯问题。

1.3 主要研究方法和研究内容

1.3.1 主要研究方法

本文的研究就是在前人对采空区瓦斯运移规律认识的基础上,参考了大量的文献,主要引用了煤炭科学研究总院抚顺分院在国家“七五”、“八五”、“九五”、“十五”、“十一五”期间的重点科技攻关项目、“973”国家重点基础研究发展计划和其它横向科研项目的试验数据,尤其是作者作为主要研究人员参加了“十五”重点科技攻关项目“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”、“采空区及局部积聚瓦斯安全抽排技术研究”的研究、“973”国家重点基础研究发展计划“预防煤矿瓦斯动力灾害的基础研究”项目中课题三“采动裂隙场时空演化与瓦斯流动场耦合效应”(课题编号:2005CB221503)的子课题“采空区瓦斯分布及运移规律研究”(在研)的研究工作,在淮南、晋城等地综采工作面做了大量的采空区方面测定和研究工作,包括采空区瓦斯抽放工艺设计、采空区瓦斯浓度分布测定、采空区瓦斯涌出量测定及考察影响采空区瓦斯涌出的因素等大量研究工作。

随着计算机技术的发展,为我们研究采空区瓦斯的运移及进行数值模拟提供了

新的工具。因此研究采空区瓦斯运移规律过程中，利用计算机进行数值模拟，模拟出综采面采空区瓦斯的运移规律，为指导安全生产、防治瓦斯灾害提供可靠的理论依据，同时可以从理论更深入地认识采空区瓦斯运移的规律。

1.3.2 主要研究内容

- 1) 采空区瓦斯来源构成、瓦斯涌出规律及瓦斯浓度分布的研究；
- 2) 影响综采面采空区瓦斯涌出的主要开采技术因素；
- 3) 采空区瓦斯运移的数学模型；
- 4) 采空区瓦斯运移的数值模拟；
- 5) 工作面通风方式、抽排方式对采空冒落区内瓦斯运移的影响研究。

2. 采空区瓦斯运移及浓度分布规律

2.1 工作面瓦斯浓度分布规律

在空间上, 如果以综采工作面的液压支架后端与顶板的切线(切顶线)为界线, 切顶线以后的已采区称为采空区, 切顶线至采面煤壁之间称为采面, (注: 本节的工作面特指支架到煤壁之间的空间, 而不是指广义的整个工作面), 由于采场的生产巷道一回采工作面、进风顺槽、回风顺槽部分或全部与采空区相邻, 其中回采工作面全部与采空区相邻, 因此不可避免的与采空区存在着联系, 因此有必要研究工作面的瓦斯涌出规律。

2.1.1 试验工作面基本概况

为了掌握采面瓦斯涌出规律, 使测定结果具有科学性和代表性, 能真实反映工作面风流中瓦斯实际情况, “十五”期间, 我们在淮南矿业集团潘三矿 1452(3)工作面进行了测定工作。潘三矿 1452(3)综采面位于矿井西二采区上山以西, 工作面走向长 1064m, 倾斜长 146~196m。开采 13(1)煤层, 煤层平均厚 3.8m, 煤层倾角平均 18°, 煤层赋存较为稳定, 煤层瓦斯含量 7~9m³/t。煤层顶板为泥岩及粉细砂岩, 底板为泥岩, 上部的 13-2 煤距 13-1 煤 1m 左右, 平均厚 1.1m, 工作面采用走向长壁后退式采煤方法, 综合机械化回采工艺, 全部冒落法管理顶板, 采高 3.4m。工作面采用 U 型通风方式, 目前工作面供风量为 2200m³/min。工作面日产量 4000t, 煤层有自然发火倾向性。

参照相邻工作面综采面回采情况及 1452(3)的设计产量, 预计该面正常回采时绝对瓦斯涌出量为 35m³/min, 瓦斯是该面安全生产的主要影响因素, 而且仅用通风方式无法解决该面瓦斯问题。根据淮南矿区工作面瓦斯抽放的成功经验, 在该面采用综合抽放的方法, 即采用顶板走向高位钻孔抽放并辅以边孔和老塘埋管抽放或采用顶板走向钻孔抽放并辅以边孔和上隅角插管抽放(或利用自动伸缩筒进行上隅角瓦斯抽放)。

钻场、钻孔及管路布置见图 2.1、图 2.2、图 2.3。

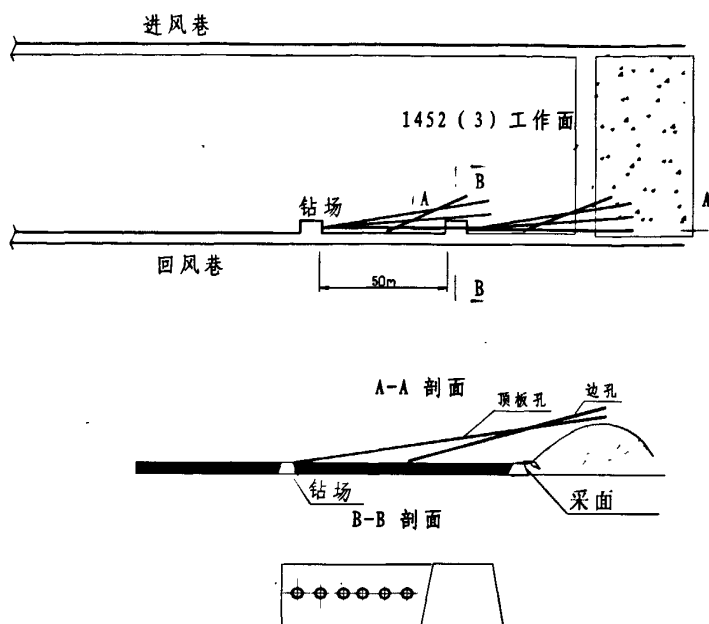


图 2.1 顶板走向高位钻孔及边孔抽放瓦斯示意图

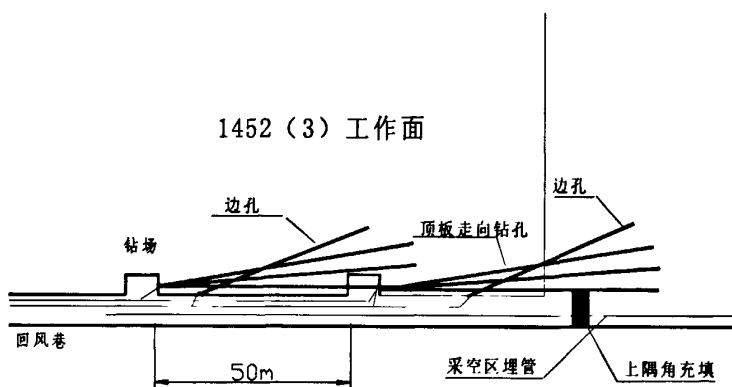


图 2.2 顶板孔、边孔抽放、采空区埋管综合抽放示意图

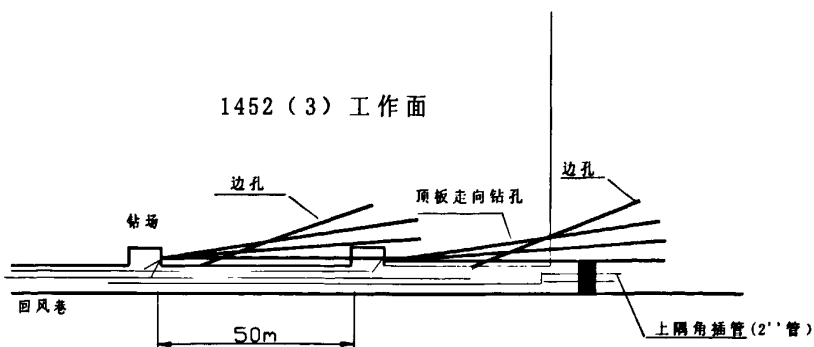
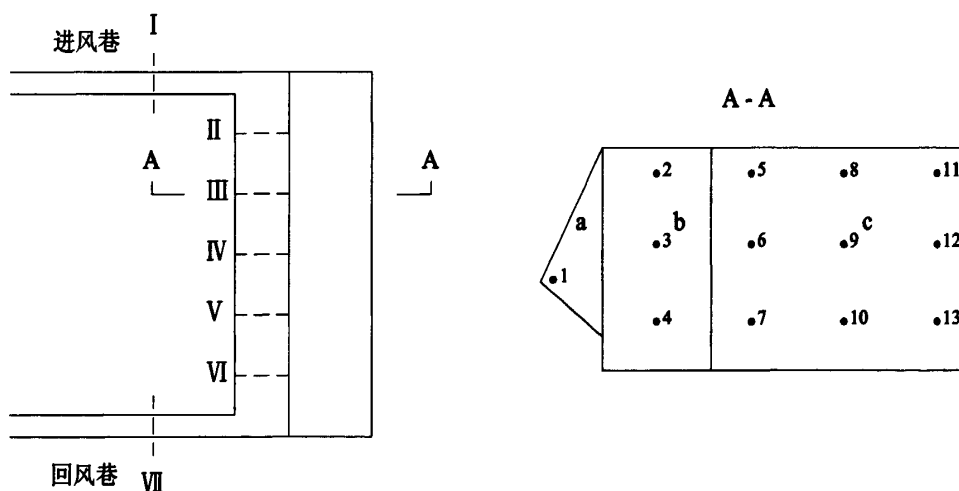


图 2.3 顶板孔、边孔抽放、上隅角插管综合抽放示意图

1542 (3) 工作面抽放系统工作面采用三趟管路, 均在回风巷内, 两趟 $\Phi 200\text{mm}$ 管 (铁管) 和一趟 $\Phi 159\text{mm}$ 管 (纳米管)。其中一趟 $\Phi 200$ 管与地面永久瓦斯泵相连进行抽放, 主要抽放浓度较高的顶板走向孔和边孔, 瓦斯抽到地面后进行利用, 永久泵型号 2BE₁505 一台, 其额定流量 119~136 m^3/min , 另外两条管路采用两台 2BE₁253 临时抽放泵并联进行抽放, 2BE₁253 型泵额定流量为 40.8 m^3/min 。采空区埋管、上隅角插管抽放及部分浓度变低的顶板孔及边孔都采用临时泵站进行抽放。

2.1.2 测点布置

试验中沿 1452 (3) 工作面每隔 25 架液压支架建立一个测站, 每个测站从煤壁至采空区均匀布置 5 个观测断面, 每个断面布置 13 个测点, 共布置了 65 个测点。在进、回风巷距采面 15m 左右各布置一个观测断面, 各观测断面及测点布置见图 2.4。测量各测点在不同条件下的下瓦斯浓度和风量。然后根据实际所测数据, 分析瓦斯涌出规律。



I、II、III、IV、V、VI、VII——工作面瓦斯涌出测定断面

图 2.4 工作面瓦斯涌出测点布置图

2.1.3 采面瓦斯浓度沿采长方向的分布

求出各个测站瓦斯浓度的平均值, 得到沿工作面风流方向的浓度分布。测定资料表明, 采面瓦斯浓度从进风侧至回风侧逐渐增大。进风到采面中部范围内瓦斯浓度变化不大, 采面中部到回风上隅角瓦斯浓度增加较快, 尤其是靠近回风侧 30 架范围内瓦斯浓度较高, 见图 2.5。

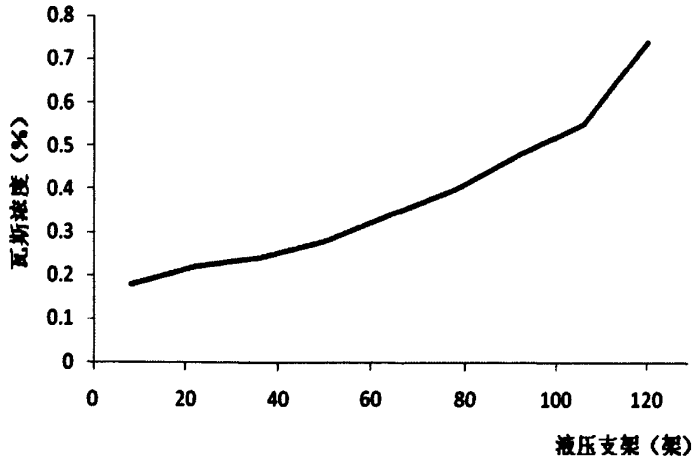


图 2.5 沿工作面风流方向瓦斯浓度分布曲线

2.1.4 采面瓦斯浓度沿垂直采长方向的分布

将检修班由观测断面 II、IV、VI 测得的数据进行整理绘制成图 2.6。可以看出，从煤壁至采空区（支架尾）瓦斯浓度呈现高、较高、低、较高、高的分布趋势，即在煤壁和采空区之间有一个瓦斯最低点，最低点的位置在采面的不同位置有所不同。

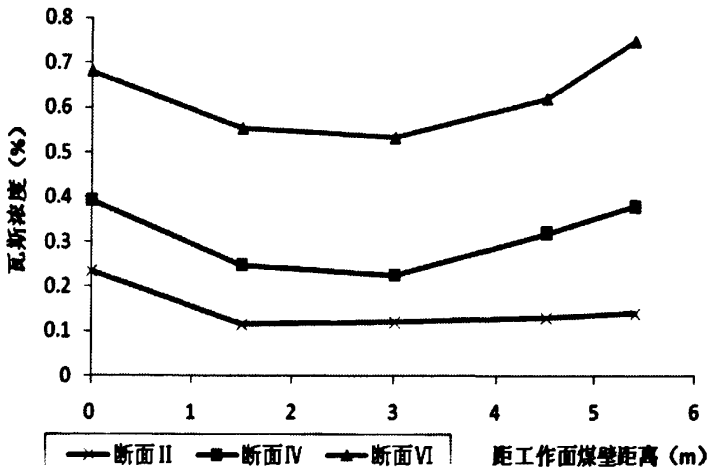


图 2.6 观测断面 II、IV、VI 瓦斯浓度分布曲线

2.1.5 采面瓦斯涌出的不均衡性

前面提到的采面瓦斯浓度分布都是在采面相对稳定条件下测定的，当采煤机割煤时，采面瓦斯大体上仍符合上述规律，但瓦斯涌出更加不均衡。通过采煤机在不同位置时，对测点的测量发现，由于采煤机位置不断改变且时采时停，其位置改变

对采面瓦斯分布影响较大,当采煤机由进风侧向工作面中部割煤过程中,瓦斯涌出只有煤壁和落煤,而且其中一部分瓦斯随风流漏入采空区,在此范围内采面瓦斯涌出量较小。当采煤机在工作面中部继续向回风方向割煤时,此范围内,原来漏入采空区的风流携带瓦斯逐渐返回采面,使采面瓦斯涌出量逐渐增加。理论分析和实践证明,在矿井通风负压作用下,采空区内的瓦斯大部分聚积在靠近回风30m范围内,此范围内的支架后面赋存大量的较高浓度的瓦斯,采煤机在此段采煤、推溜、移架,使采面断面减小,阻力增大,一部分风流再次通过架间漏入采空区,由于漏风线路短,风流在很短时间内返回采面,同时将支架后面的较高浓度瓦斯带出,使采面瓦斯急剧增加,造成集中涌出,观测结果表明,综采工作面瓦斯超限一般都是在此段生产时造成的。

2.2 采空区瓦斯来源分析

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自于浓度差(压差)及采空区漏风。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(压力)高的地方向浓度(压力)低的地方扩散、流动,直至趋向平衡。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。采空区瓦斯涌出又可分为几部分,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。如果工作面周围有已采的老塘存在,也会向回采采空区涌出瓦斯。这几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,然后在浓度(压力)差和通风负压的作用下涌向工作面。要想严格区分上述各部分涌出的瓦斯量,由于条件所限是很困难的,以往的研究是根据瓦斯涌出资料进行统计分析,确定各部分瓦斯涌出系数来计算采面各涌出源的

瓦斯涌出量，抚顺分院的国家重点科技攻关成果“分源预测法”，就是在统计的基础上提出的计算瓦斯涌出量的方法，但系数的选择对结果的影响很大。如果将上述构成采空区瓦斯的几部分作为一个瓦斯源，采用切实可行的研究测定方法，来确定采空区的瓦斯涌出量是具有实际意义的，而且可降低系统误差。因此，可将综采工作面采空区当做一个整体来研究。

根据 1452(3)综采面的煤层赋存条件，采空区除围岩瓦斯涌出外，由于煤层厚度 3.8m，采高 3.4m，有未采的薄层煤遗留在采空区内，一部分采落的煤块也丢落到采空区内，此外开采层上部的 13-2 煤距 13-1 煤 1m 左右，平均厚 1.1m，随工作面顶板垮落到采空区内，也是采空区内瓦斯涌出的主要来源，同时 1452(3)综采面周围还有老塘存在。1452(3)综采面采空区瓦斯涌出构成关系如图 2.7 所示。

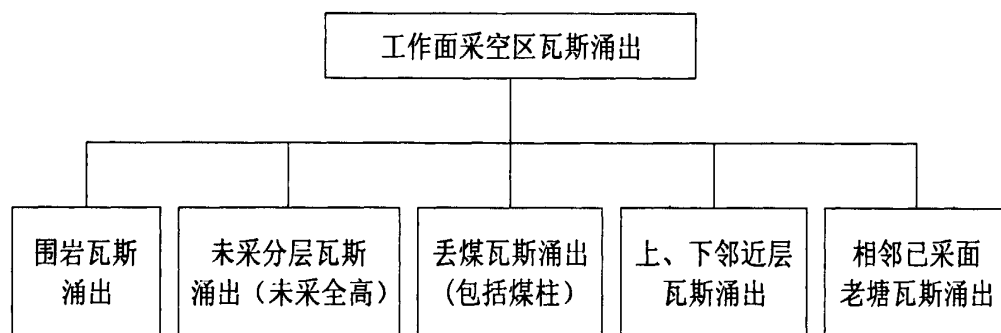


图 2.7 1452(3)综采面采空区瓦斯来源构成示意图

2.3 采空区瓦斯涌出量

2.3.1 采空区瓦斯涌出量变化

由采空区瓦斯涌出的来源可知，采空区内本层瓦斯涌出是由未采分层煤块和丢煤等涌出构成，而邻近层及围岩瓦斯涌出是与时间有关系的，因此如果以一定面积的采空区为研究对象，采空区瓦斯涌出也和落煤、煤壁是按同一形式衰减曲线逐渐枯竭的，而当以面积不断扩大的整个工作面的采空区为研究对象时，采空区瓦斯涌出量呈现规律性的变化。在工作面初采时，采空区从无到有，面积不断扩大，采空区瓦斯涌出也逐渐增大，当老顶初次垮落后，采空区瓦斯涌出量出现一个峰值，随工作面推进，采空区瓦斯涌出量又逐渐降低，到二次老顶垮落时，瓦斯涌出量又增加，随后涌出量又减少，以后发生周期性老顶冒落时，就重复出现上面的过程，于

是采空区瓦斯涌出逐渐增大。达到某一极限值，而大致趋于稳定。

因为受顶板垮落周期性、采面推进速度、地质构造等因素影响，采空区瓦斯涌出也是不均衡的，但与采面煤壁与落煤瓦斯涌出相比，采空区瓦斯涌出相对稳定，工作面割煤与不割煤期间采空区瓦斯涌出量相差不大。

淮南矿业集团潘三矿 1452 (3) 工作面于 2003 年 3 月 1 日~3 月 15 日期间，工作面巷道全部形成，工作面进行采煤设备安装，此期间的瓦斯涌出量一般在 $8\sim 9\text{m}^3/\text{min}$ ，3 月 15 日工作面开始回采，瓦斯涌出量有所增大，此时，采空区已抽放瓦斯，抽放量仅 $0.61\text{m}^3/\text{min}$ ；当工作面推进至距开切眼 20m 左右时，瓦斯涌出量大幅度增加，高达 $16\sim 18\text{m}^3/\text{min}$ ，当采空区抽放瓦斯量达 $4\sim 5\text{m}^3/\text{min}$ 后，工作面瓦斯涌出量才大幅度下降，为 $9\sim 10\text{m}^3/\text{min}$ 。工作面瓦斯涌出量、抽放量与开采时间的变化关系见图 2.8。

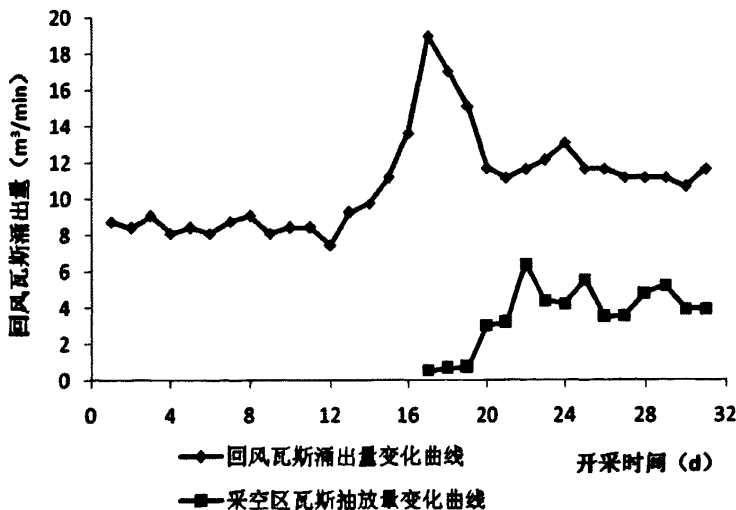


图 2.8 1452 (3) 工作面回风瓦斯与开采时间关系图

2.3.2 采空区瓦斯涌出量计算

采空区由于无法进入，瓦斯涌出又十分复杂，无法直接测量其瓦斯涌出量，只能采用间接法。有四种方法可以粗略的预测、推算采空区的瓦斯涌出量。

2.3.2.1 分源计算法预测采空区瓦斯涌出量

根据上面的工作面来源分类方法，工作面瓦斯涌出来源分为煤壁、落煤、采空区瓦斯涌出（包括邻近层瓦斯涌出），而分源预测法将工作面瓦斯来源分为本层及邻

近层瓦斯涌出，两种不同分源方法时，工作面瓦斯涌出量分别计算如下：

$$q_{\text{采面}} = q_{\text{开}} + q_{\text{带}} \quad (2.1)$$

$$q_{\text{采面}} = q_{\text{空区}} + q_{\text{煤壁}} + q_{\text{落煤}} \quad (2.2)$$

则：

$$q_{\text{空区}} = q_{\text{开}} + q_{\text{带}} - q_{\text{煤壁}} - q_{\text{落煤}} \quad \text{或} \quad q_{\text{空区}} = q_{\text{采面}} - q_{\text{煤壁}} - q_{\text{落煤}} \quad (2.3)$$

对于开采层而言，采出煤瓦斯涌出可近似用下式估算，即

$$q_{\text{煤壁}} + q_{\text{落煤}} = (X - X_c) \quad (2.4)$$

X ——煤层瓦斯含量， m^3/t ；

X_c ——煤的残存瓦斯含量， m^3/t 。

则：

$$q_{\text{空区}} = q_{\text{开}} + q_{\text{带}} - (X - X_c) \quad (2.5)$$

1. 开采煤层（包括围岩）瓦斯涌出量计算

(1) 薄及中厚煤层不分层开采时，瓦斯涌出量按下式计算：

$$q_{\text{开}} = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot \frac{m}{m_0} (X - X_c) \quad (2.6)$$

式中： $q_{\text{开}}$ ——开采煤层（包括围岩）瓦斯相对涌出量， m^3/t ；

K_1 ——围岩瓦斯涌出系数，与围岩岩性、围岩瓦斯含量及顶板管理方法有关，一般按顶板管理方法取值。全部垮落法管理顶板时， $K_1=1.20$ 。局部充填法时， $K_1=1.15$ 。全部充填法时， $K_1=1.10$ ；

K_2 ——工作面丢煤瓦斯涌出系数， $K_2=1/\eta$ ， η 为工作面回采率；

K_3 ——采区内准备巷道预排瓦斯对开采层煤体瓦斯涌出的影响系数。当用长壁后退式回采时， K_3 按下式确定：

$$K_3 = \frac{L - 2h}{L}$$

采用长壁前进式回采时，如上部相邻工作面已采，则 $K_3=1$ ；如上部相邻工作面未采， K_3 按下式确定：

$$K_3 = \frac{L + 2h + 2b}{L + 2b}$$

L ——回采工作面长度, m;

h ——巷道预排瓦斯带宽度, m。可按下表 2.1 取值;

b ——巷道宽度, m;

m ——煤层厚度, 煤层中间有夹矸时, 按夹矸层厚的 1/2 折算为煤层厚度, m;

m_0 ——开采煤层的开采厚度, m;

X ——煤的瓦斯含量, m^3/t ;

X_c ——煤的残存瓦斯含量, m^3/t 。

表 2.1 巷道预排瓦斯带宽度 h

巷道煤壁暴露时间 T/d	不同煤种巷道预排瓦斯带宽度 h/m		
	无烟煤	瘦煤及焦煤	肥煤、气煤及长焰煤
25	6.5	9.0	11.5
50	7.4	10.5	13.0
100	9.0	12.4	16.0
150	10.5	14.2	18.0
200	11.0	15.4	19.7
250	12.0	16.9	21.5
300	13.0	18.0	23.0

(2) 厚煤层分层开采时, 瓦斯涌出量为:

$$q_{\text{开}} = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_{fi} \cdot (X - X_c) \quad (2.7)$$

式中: K_{fi} ——分层开采时, 第 i 个分层工作面的瓦斯涌出系数。当分成两个分层开采时, 第一分层的 $K_{f1}=1.504$, 第二分层的 $K_{f2}=0.496$; 当分成三个分层开采时, 第一分层的 $K_{f1}=1.820$, 第二分层的 $K_{f2}=0.692$, 第三分层的 $K_{f3}=0.488$;

其它符号意义同前。

2. 回采工作面邻近层瓦斯涌出量计算

计算邻近层瓦斯涌出量时, n 个邻近层总的相对瓦斯涌出量为:

$$q_{\text{邻}} = \sum_{i=1}^n \frac{m_i}{m_0} \cdot K_i (X_i - X_{ic}) \quad (2.8)$$

式中: $q_{\#}$ ——回采工作面邻近层瓦斯涌出量, m^3/t ;

m_i ——第 i 个邻近层的煤层厚度, m ;

m_0 ——开采煤层的开采厚度, m ;

K_i ——第 i 个邻近层受采动影响的瓦斯排放率, %; K_i 值与邻近层的位置、煤层倾角、层间距离等多种因素有关。

X_i ——第 i 个邻近层的瓦斯含量, m^3/t ;

X_{ic} ——第 i 个邻近层的残存瓦斯含量, m^3/t , 一般取与开采层相同值。

则采空区瓦斯涌出量为 $q_{\text{空区}} = q_{\#} + q_{\#} - (X - X_c)$, 即

$$q_{\text{空区}} = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot \frac{m}{m_0} (X - X_c) + \sum_{i=1}^n \frac{m_i}{m_0} \cdot K_i (X_i - X_{ic}) - (X - X_c) \quad (2.9)$$

对于 1452 (3) 综采面采空区在供风 $2200\text{m}^3/\text{min}$ 左右, 回风平均瓦斯浓度 0.8% 左右, 风排瓦斯量 $17.6\text{m}^3/\text{min}$, 工作面抽放纯瓦斯量 $20 \sim 25\text{m}^3/\text{min}$, 工作面瓦斯涌出总量在 $35 \sim 40\text{m}^3/\text{min}$ 。采面平均日产量 4000t, 则工作面相对瓦斯涌出量约为 $14\text{m}^3/\text{t}$ 。煤层瓦斯含量取 $8\text{m}^3/\text{t}$, 气肥煤残存瓦斯含量按 $2\text{m}^3/\text{t}$, 根据公式 2.4, 煤壁及落煤瓦斯涌出量为 $X - X_c = 8 - 2 = 6\text{m}^3/\text{t}$, 由公式 2.2, 采空区相对瓦斯涌出量为 $14 - 6 = 8\text{m}^3/\text{t}$, 采空区瓦斯涌出量占工作面总涌出的 57%。

2.3.2.2 用老顶垮落前后回风瓦斯涌出量的变化来估算采空区瓦斯涌出量

其计算公式为:

$$Q_3 = Q_4 + (Q_2 - Q_1) \quad (2.10)$$

采空区瓦斯涌出量占工作面总瓦斯涌出量的比例为:

$$R = \frac{Q_3}{Q_4 + Q_2} \times 100\% \quad (2.11)$$

式中: Q_3 ——采空区瓦斯涌出量, m^3/min ;

Q_1 ——老顶垮落前回风巷风排瓦斯量, m^3/min ;

Q_2 ——老顶垮落后回风巷风排瓦斯量 (含引排瓦斯), m^3/min ;

Q_4 ——采空区瓦斯抽放量, m^3/min ;

R ——采空区瓦斯涌出量占工作面瓦斯涌出量的比例, %。

以平顶山一矿戊-21191综采面为例计算采空区瓦斯涌出量,当戊-21191工作面推进30m左右时,老顶初次垮落,工作面回风流中瓦斯急剧增大,回风流中的瓦斯浓度由老顶垮前的0.26%增加到0.58%,此时工作面供风量 $885\text{m}^3/\text{min}$,可以推算,开采初期采面煤壁和落煤的瓦斯涌出量合计为 $2.3\text{m}^3/\text{min}$,采空区瓦斯涌出量为 $2.83\text{m}^3/\text{min}$,采空区的瓦斯涌出量占采面总瓦斯涌出量的55%,煤壁和落煤合计占45%左右。

2.3.2.3 作图法估算采空区瓦斯涌出量

在工作面正常生产期间的非生产班,在工作面回风侧煤壁到支架间均匀的布置测点,多次测定各测点的瓦斯浓度,找出浓度最低的测点,并测量浓度最低点到煤壁和到采空区的距离。将数据处理后绘制成图,用作图法来求采空区瓦斯涌出量。1452(3)综采面由于采用上隅角充填及顶板孔、边孔抽放,用该方法测量及计算比较复杂,因此以潞安局常村矿 S_{1-6} 综采工作面为例。选择检修班时间,在 S_{1-6} 综采工作面回风侧(96架、121架、141架处,支架合计145架)由煤壁到采空区等距离布置测点(见图2.9),多次测定风流中的瓦斯浓度(见表2.2),将数据处理后绘制成图2.10,根据图2.10,求出煤壁、采空区涌出瓦斯在工作面风流瓦斯中所占的比例。

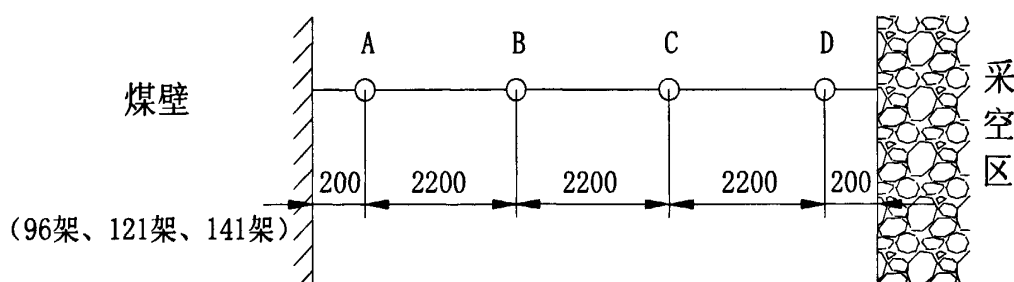


图 2.9 工作面煤壁到采空区间测点布置图

表 2.2 潞安局常村矿煤壁至采空区间各测点测定结果表

日期	位置	A点CH ₄ 浓度%	B点CH ₄ 浓度%	C点CH ₄ 浓度%	D点CH ₄ 浓度%
99.1.30.8	96架	0.39	0.27	0.25	0.27
	121架	0.56	0.39	0.35	0.49
	141架	0.55	0.48	0.42	0.45
99.2.1.8	96架	0.37	0.27	0.23	0.32

	121架	0.36	0.28	0.26	0.32
	141架	0.45	0.37	0.27	0.29
99.2.2.8	96架	0.47	0.40	0.32	0.35
	121架	0.46	0.44	0.38	0.45
	141架	0.57	0.48	0.39	0.50
平均		0.47	0.38	0.32	0.38

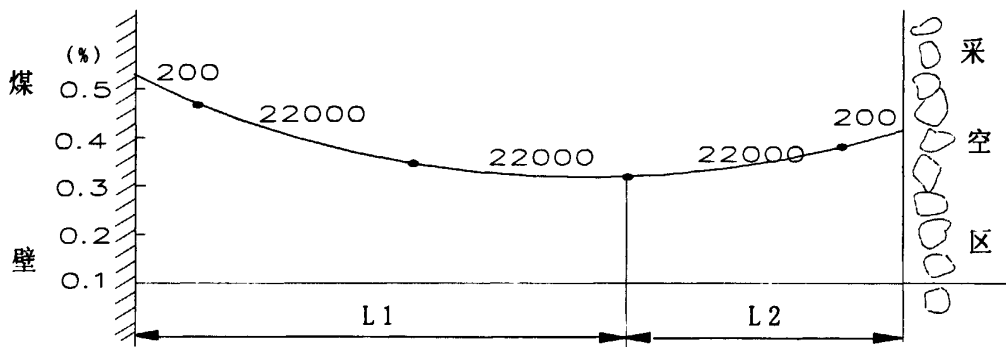


图 2.10 S1-6 工作面横截面瓦斯浓度分布图

由图中可以得出，不考虑抽放时采空区向采面涌出瓦斯所占比例为：

$$k_1 = \frac{L_2}{L_1 + L_2} \times 100\% = \frac{2.4}{7} \times 100\% = 34.3\%$$

煤壁涌出瓦斯所占比例为：

$$k_2 = \frac{L_1}{L_1 + L_2} \times 100\% = \frac{4.6}{7} \times 100\% = 65.7\%$$

S₁₋₆ 工作面回风巷在检修班平均绝对瓦斯涌出量（风排）为 7.08m³/min，尾巷排放的瓦斯 3.5m³/min，此时采空区向采面涌出瓦斯为 7.08×34.3%=2.43m³/min，煤壁平均涌出瓦斯为 7.08×65.7%=4.65m³/min，由于全部采空区瓦斯涌出量还包括尾巷排放的瓦斯 3.5m³/min 左右，应为 5.93m³/min，因此检修班时，采空区瓦斯涌出量占工作面总瓦斯涌出量的 56%。

生产班采面平均绝对瓦斯涌出量又增加了落煤的涌出量 3.11m³/min（假设生产时采空区瓦斯涌出量不变）此时，工作面瓦斯总涌出量为 13.69m³/min。此时，采

采空区瓦斯涌出量占工作面瓦斯涌出的 43% (假设生产时采空区瓦斯涌出量不变)。

2.3.2.4 采空区抽放量较大条件下涌出量估算

· 进行采空区瓦斯抽放的工作面, 如果抽放量较大时, 抽出的瓦斯绝大部分为采空区内涌出的瓦斯, 进行抽放后, 上隅角仍然涌出一部分采空区瓦斯, 理论上采空区瓦斯应为抽放的瓦斯加上上隅角涌出的一部分瓦斯, 但是由于抽放, 使采空区的涌出强度增加, 比不抽放要多涌出一部分瓦斯, 这两部分瓦斯如果大致相抵消, 我们粗略的把抽放量作为采空区的瓦斯涌出量, 考察其所占的比例。

$$R = \frac{Q_1}{Q} \times 100\%$$

R——采空区瓦斯涌出占工作面总涌出量的比例;

Q_1 ——采空区 (含邻近层) 瓦斯抽放量 m^3/min ;

Q——工作面瓦斯涌出量 (包括抽放量) m^3/min 。

以 1452(3)综采面为例, 采空区瓦斯抽放量 (将顶板走向孔抽放也看做采空区抽放, 因为如不抽放, 瓦斯都将涌入到采空区内) $20\sim 25\text{m}^3/\text{min}$, 风排瓦斯量 $17.6\text{m}^3/\text{min}$, 工作面瓦斯涌出总量在 $35\sim 40\text{m}^3/\text{min}$ 左右。则采空区瓦斯涌出量近似等于抽放量 $20\sim 25\text{m}^3/\text{min}$, 采空区瓦斯涌出量占工作面瓦斯总涌出量的 60% 左右, 与方法一测算的 57% 较一致。

2.4 采空区漏风

2.4.1 采空区漏风原理及防治

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。综采面由于液压支架的作用, 在采空区内形成较大的未垮落空间, 较非综采工作面漏风量大, 一般综采工作面的漏风点集中在工作面入口和移架时支架的交错处。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之一, 是上隅角瓦斯积聚的重要补给源。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。

由于存在漏风，采空区中的气体是流动的，因而采空区内瓦斯就会沿流线进入回采工作面的风流中。图 2.11、图 2.12 是综采面采用 U 型通风和 U+L 通风时采空区瓦斯流动方向。U+L 型通风是有效的利用了采空区漏风，而 U 型通风工作面一般要减小采空区漏风。

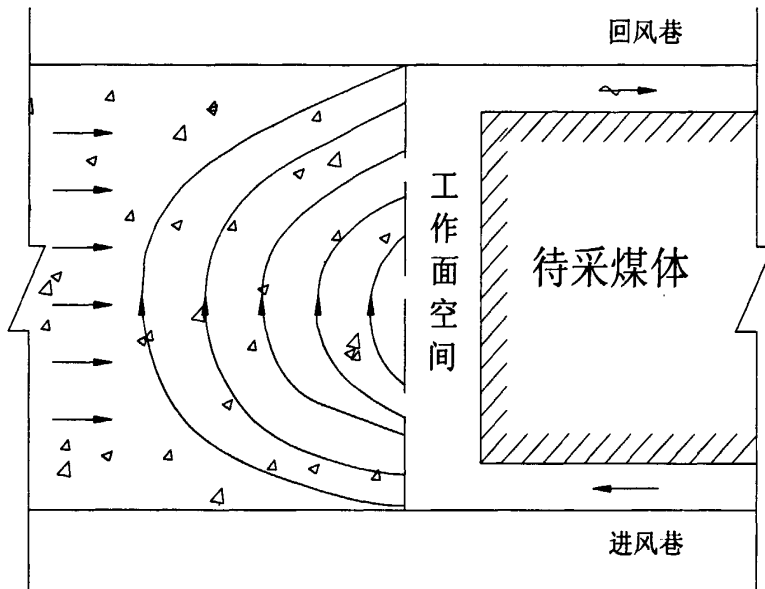


图 2.11 U 型通风方式采空区内漏风流向示意图

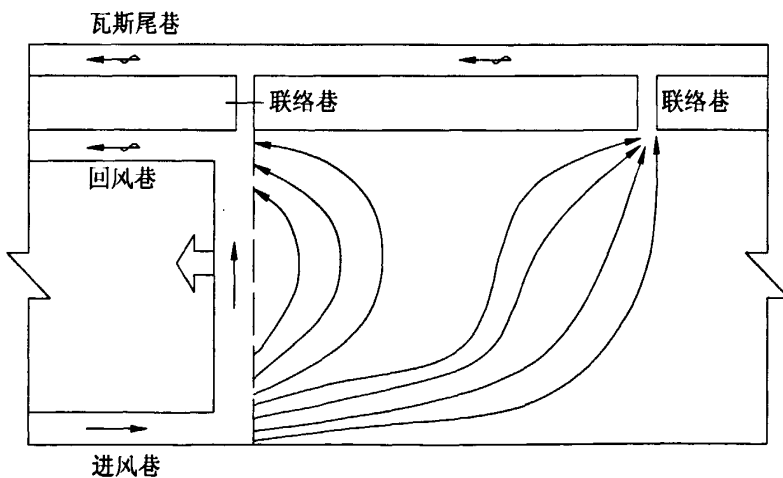


图 2.12 U+L 型通风方式采空区内漏风流向示意图

1452(3)综采面采空区瓦斯涌出量较大，且煤层易自燃，如果不减小漏风量易造成上隅角瓦斯超限及采空区内煤的自燃。为此对工作面上隅角进行充填，进风侧挂

挡风帘，以减小工作面漏风，见图 2.13。

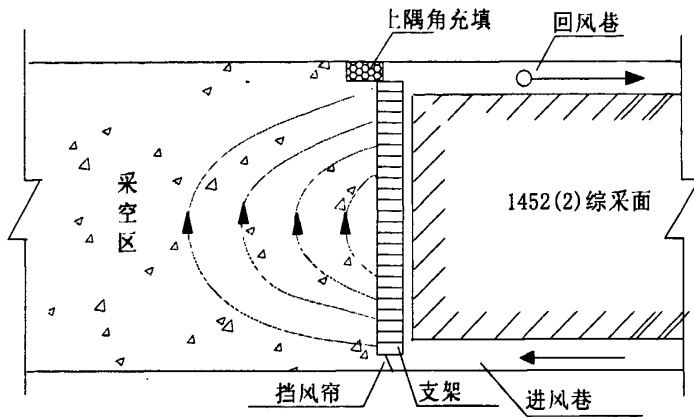


图 2.13 1452 (3) 综采面防漏风措施示意图

2.4.2 漏风点确定及漏风量测定

为了测定 1452 (3) 综采面的漏风及瓦斯浓度分布情况，在工作面回风侧（上隅角附近）横截面上布点，将工作面横截面沿支架形状分成 a、b、c 三个部分，共布置 13 个测点，测定各点风速及浓度，并测定各部分的断面积，如图 2.14 所示。采面瓦斯分布规律见后面的工业性试验部分。这里主要考察采空区漏风量及漏风点位置。

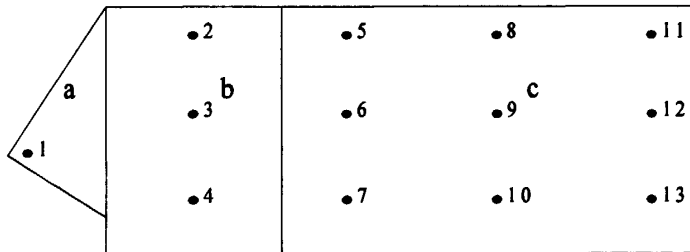


图 2.14 工作面横截面测点布置示意图

工作面进风侧向采空区漏风，回风侧从采空区向上隅角漏风，测定图 2.14 中所示 1、2、3、4 点的瓦斯浓度，工作面共有 129 个支架，每个支架 1.5m 宽，从进风侧到回风侧支架依次编号为 1, 2.....129，测定工作面从 129 架开始，向工作面中部逐个支架测量，当测点 1 瓦斯浓度大于测点 3 瓦斯浓度时，说明该支架处采空区向工作面漏风，当测点 1 瓦斯浓度近似等于测点 3 瓦斯浓度时，说明该处为采空区

向工作面漏风的临界点。根据测定结果,漏风临界点并不是一个固定点,一般在 80~90 架之间,因此将 80~90 架之间的区域看做是采空区向上隅角漏风的临界区,即距上隅角 50~60m 的范围内,采空区通过支架缝隙向工作面漏风。见图 2.15。测定漏风区域工作面的过风量,再测定工作面的总供风量,二者之差即为漏风量,由于工作面断面不规则,且影响因素多,因此取测定期间的平均值计算。工作面平均供风量为 $2200\text{m}^3/\text{min}$,漏风区域工作面的平均过风量 $1600\sim 1800\text{m}^3/\text{min}$,漏风量约为 $400\text{m}^3/\text{min}$,占工作面总供风量的 20% 左右。

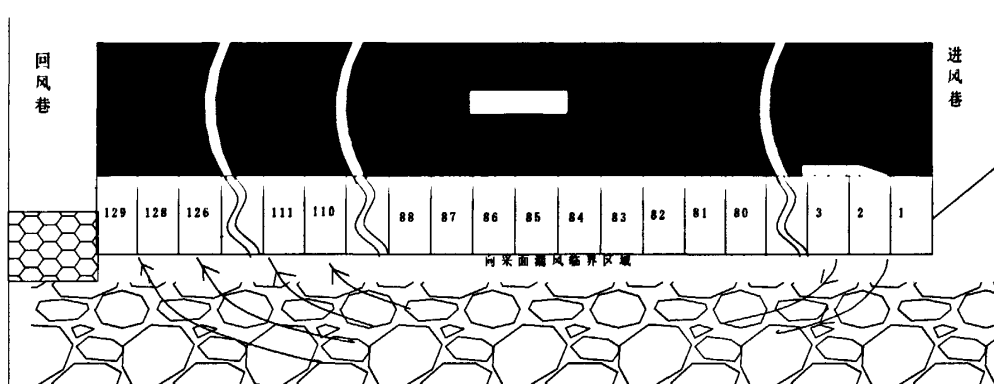


图 2.15 漏风点及漏风量测定示意图

2.5 采空区瓦斯浓度分布规律

在煤层开采过程中,随着工作面向前推进,煤炭被不断采出,工作面后方的煤层顶板冒落下来,原来处于稳定状态的地层应力平衡遭到破坏,使得采空区周围的煤、岩层向采空区移动和变形,从而引起地应力的重新分布,并在采空区上方形成自然冒落拱,地层压力则传递给采空区以外的岩层。这样,就对开采层周围的煤层和岩层产生采动影响,使开采层上下一定距离内的煤层(包括围岩和煤线)卸压,煤层的透气性增加,原来处于吸附状态的瓦斯转变成游离瓦斯,其中大部分瓦斯泄入到采空区。

从煤层中涌出的瓦斯与采空区冒落岩石缝隙中的空气相混合后,在采空区风流的作用下,会出现流动和扩散现象,采空区瓦斯呈现出一定的运移规律和浓度分布规律。研究采空区瓦斯运移规律和浓度分布规律,对防止采空区瓦斯突然涌出,预

防自然发火和瓦斯爆炸，改进采场通风，提高瓦斯抽放率等，将起到积极的作用。

在进行“973”国家重点基础研究发展计划“采空区瓦斯分布及运移规律研究”时，我们在晋城市阳城县义城煤矿 3211 回采工作面对未进行采空区抽放条件下采空区瓦斯浓度分布规律进行了测定。“十五”期间，我们还在淮南矿区对采空区瓦斯抽放、上隅角充填的条件下采空区瓦斯浓度分布规律进行研究。

2.5.1 采空区瓦斯浓度分布测定方法

国营义城煤矿 3211 工作面走向长 300m，倾斜宽 25m，煤层平均厚度 5.95m，倾角 $1^{\circ} \sim 3^{\circ}$ ，可采储量 108.7kt；采用房柱式采煤方法，煤柱支撑法管理顶板，木支柱支护；该面采用“U”型通风方式，全风压供风，平均风量为 $546\text{m}^3/\text{min}$ ，绝对瓦斯涌出量平均为 $4.03\text{m}^3/\text{min}$ 。其工作面布置如图 2.16 所示。

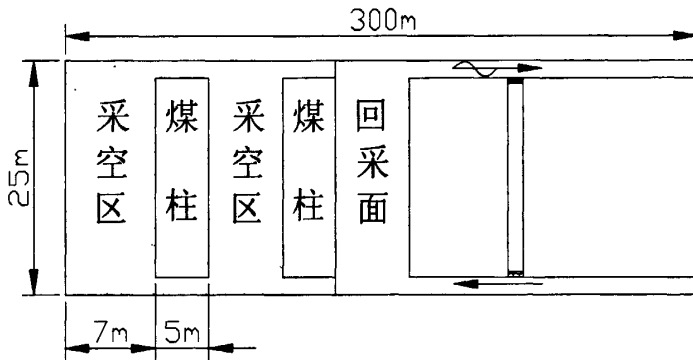


图 2.16 义城煤矿 3211 工作面布置图

采用采空区埋管定点取样实测法。沿试验工作面回风巷和开切眼布置一趟直径为 DN50 的钢管，回风巷钢管长度 100m 以上，并在开切眼管道的适当位置预留 4~5 个取样口，每个取样口单独由一根外径 8mm 的硬胶管引出，组成束管在外部钢管的保护下从回风巷引出，用真空泵定期采取采空区内各取样点的气样并测定采空区瓦斯浓度和氧气浓度，从而得出采空区瓦斯浓度分布规律。管道布置及取样口的结构如图 2.17 所示。

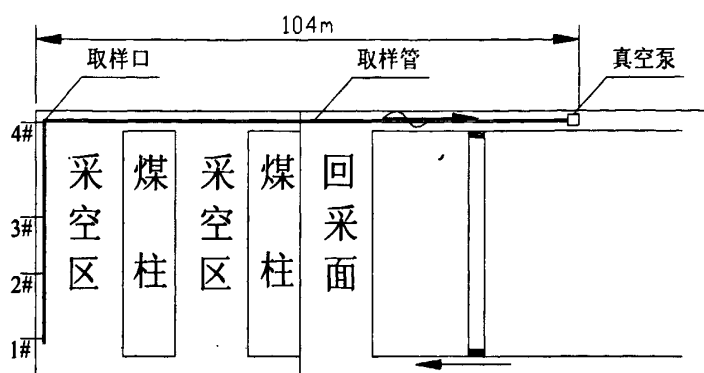


图 2.17 采空区瓦斯浓度分布测定管道布置示意图

测定系统由 2X-4 型真空泵、DN50mm 钢管、 $\Phi 8$ mm 硬胶管和光学瓦斯鉴定器、氧浓度测定仪组成。

测定管路沿工作面开切眼外边缘铺设，随工作面向前推进而被埋入采空区。

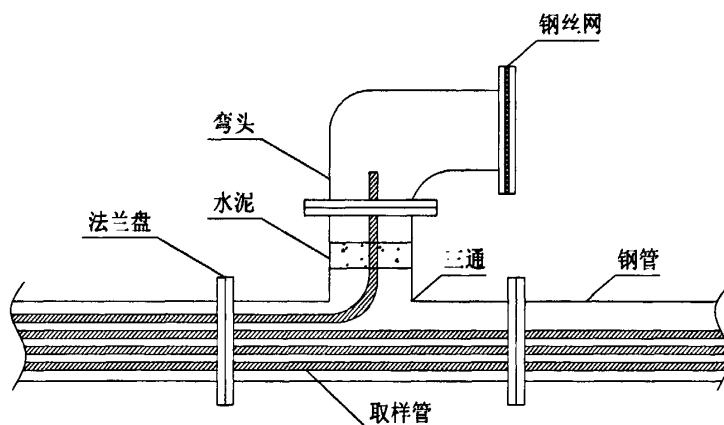
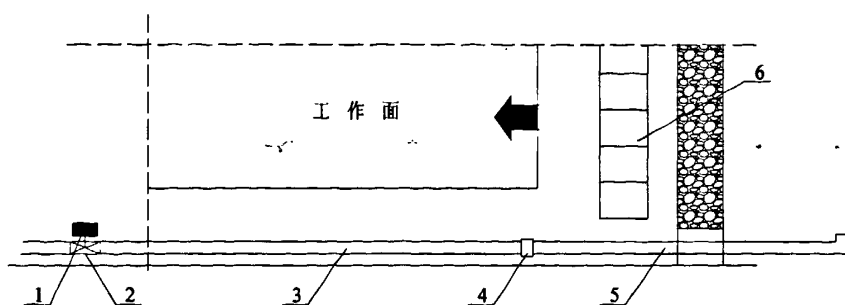


图 2.18 取样口结构示意图

测试管路系统具有以下功能：

- 1) 通过真空泵抽取各测点的气样进行分析，测定气体的瓦斯浓度和氧浓度。
- 2) 随着工作面向前推进，各测点相对工作面不断向采空区后方移动，从而测定出距工作面不同距离采空区瓦斯浓度分布。

为考察采空区瓦斯抽放、上隅角充填的条件下采空区瓦斯浓度分布规律，我们在淮南潘三矿 1452 (3) 综采工作面利用采空区瓦斯抽放自动控制装置进行控制，进行采空区埋管抽放。采空区抽放控制装置系统图见图 2.19。



1-基本分站 2-控制阀 3-抽放管路 4-法兰 5-抽放管 6-采煤支架

图 2.19 采空区抽放控制装置安装示意图

2.5.2 采空区沿工作面回采方向瓦斯浓度变化规律

2.5.2.1 未进行采空区抽放时采空区沿工作面回采方向瓦斯浓度变化规律

义城煤矿 3211 工作面每推进 5m 左右开动真空泵采取气样测定瓦斯和氧气浓度数据，所测数据见表 2.3。

表 2.3 义城煤矿 3211 回采工作面采空区瓦斯浓度分布测定数据表

距工作面距离 (m)	测点瓦斯浓度 (%)				氧气浓度 (%)			
	1#	2#	3#	4#	1#	2#	3#	4#
0	0.90	0.80	0.60	0.50	20.8	20.9	21.0	21.0
7	0.95	0.90	0.85	0.80	20.6	20.8	20.5	20.6
12	0.93	0.85	0.95	0.51	20.5	20.7	20.4	21.0
19	0.97	0.90	0.96	0.76	20.5	20.6	20.5	21.0
20	2.50	2.10	2.30	1.10	20.5	20.4	20.4	
26	12.4	7.20	9.00		18.5	19.8	19.4	
30	17.9	16.3	17.5		17.4	18.6	17.8	
40	23.8	18.5	19.8		16.0	16.5	16.3	
47	35.0	25.2	27.6		12.8	14.2	14.0	
54	45.8	27.8	30.5		11.6	14.2	13.9	
60	48.0	30.2	35.6		11.2	14.0	13.8	
66	67.7	52.7	53.3		7.0	10.2	10.0	
72	70.0	53.9	60.7		6.5	10.5	8.2	
78	84.3	55.3	79.2		3.8	9.5	4.0	
84	85.0	57.5	84.0		3.5	9.0	3.6	

根据实际测定结果，我们利用计算机进行计算处理，将数据分段平均，然后绘制成采空区瓦斯浓度分布图，见图 2.20。

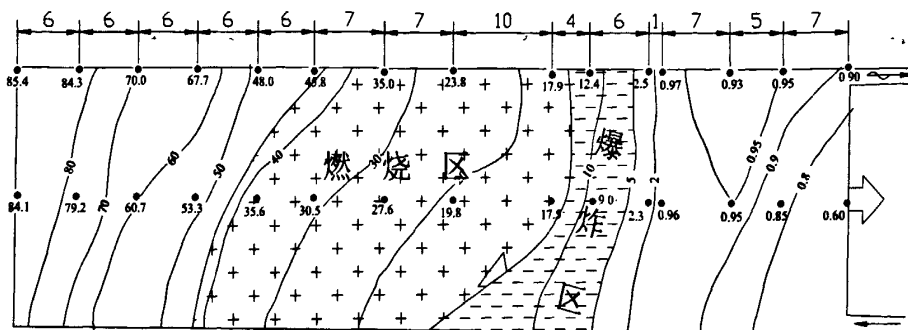


图 2.20 义城煤矿采空区瓦斯浓度分布图

通过分析，义城煤矿房柱式采煤工作面采空区瓦斯浓度分布具有以下规律：

- 1) CH_4 浓度外低里高，采空区下部低上部高；
- 2) 在走向方向上，采空区瓦斯浓度随采面向前推进而逐渐升高，但升高的幅度不同，表现出明显的分带性。在距工作面 0~20m 内气体混合均匀，成份变化不明显，以后逐渐出现分带现象。在采空区 50m 以外，分带明显，这说明气体在 0~20m 以内流速较高，20~50m 内流速逐渐降低，50m 后流动变弱，采空区瓦斯浓度沿走向有规律地变化。采空区瓦斯浓度分布图 2.21。

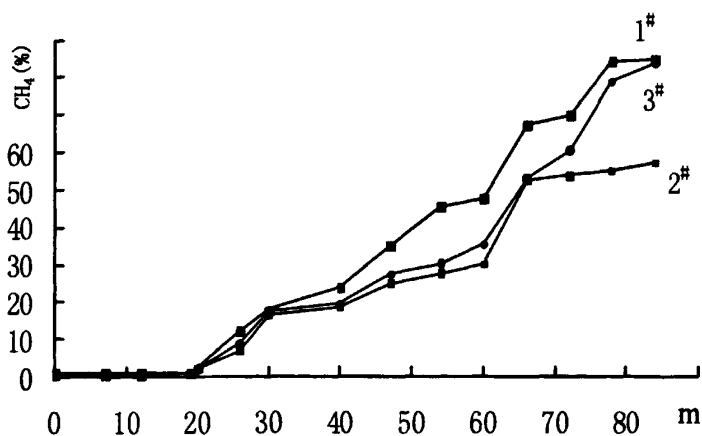


图 2.21 国营义城煤矿 3211 工作面采空区瓦斯沿走向变化曲线

- 3) 在采场方向上，距工作面较近区域内，由于漏风，采空区瓦斯向回风侧运移，沿进风侧至回风侧，瓦斯浓度逐渐增大；在距工作面较远的采空区深处，由于采空区漏风风流速度较小，对瓦斯运移作用减弱，进、回风侧瓦斯浓度差别不大。

4) 义城煤矿 3211 工作面采空区瓦斯浓度分布测定结果表明: 在采 7m 留 5m 煤柱、风量 538~560m³/min 条件下, 距回采面 22~40m 范围内 (即采面后方第二至第三个贯眼), 采空区瓦斯浓度处在爆炸范围内。在距回采面 40~66m 范围内 (即采面后方第四至第五个贯眼), 采空区瓦斯浓度处在燃烧范围内, 氧浓度大于 12%。这两个区域应引起有关人员的高度重视。1[#]、3[#]测点取气口高度为 1.5m, 2[#]测点取气口高度为 0.5m, 由所测数值可以看出, 2[#]测点所测瓦斯浓度明显低于同一距离 1[#]、3[#]测点所测瓦斯浓度值, 由此可以得出, 在离工作面相同距离的采空区内, 瓦斯浓度在垂直方向上具有上部瓦斯浓度高于下部瓦斯浓度的分布特点。

2.5.2.2 进行采空区抽放时采空区沿工作面回采方向瓦斯浓度变化规律

通过对潘三矿 1452 (3) 工作面进行采空区埋管抽放, 同时考察埋管抽放采空区瓦斯的最佳抽放位置和抽放瓦斯量, 试验期间对上隅角瓦斯涌出量、上隅角附近瓦斯浓度变化及采空区抽放负压对上隅角瓦斯涌出的影响范围进行全面考察和测定, 测定结果详见表 2.4。埋管抽放采空区位置与上隅角瓦斯浓度、影响范围、抽放瓦斯浓度的变化关系见图 2.22、图 2.23、图 2.24。

表 2.4 埋管抽放采空区瓦斯效果考察表

距工作面 距离 (m)	工作面风排 瓦斯量 (m ³ /min)	抽放浓度 (%)	抽放 瓦斯量 (m ³ /min)	上隅角 瓦斯浓度 (%)	抽放负压影 响范围 (m)	采空区 CO 浓度 (ppm)
6	13.29	8.0	2.15	0.66	13.5	36
8	14.37	8.6	2.21	0.65	14.9	40
10	14.81	8.5	2.24	0.63	16.7	39
12.5	17.21	8.6	2.76	0.65	17.6	39
16	14.25	8.5	2.17	0.62	19.8	42
18.5	13.29	9.8	1.74	0.56	22.4	69
22.5	14.30	10.4	1.87	0.53	27.6	76
27	14.51	10.1	2.49	0.54	30.5	78
34	14.31	11.3	2.24	0.58	29.3	79
39	18.38	12.3	2.70	0.62	25.9	69
44	13.95	10.2	2.22	0.68	23.7	70
51.5	13.95	12.5	2.13	0.74	20.6	80
58.5	13.51	13.1	2.35	0.8	18.4	78
64.5	13.29	13.4	2.41	0.84	17.5	75

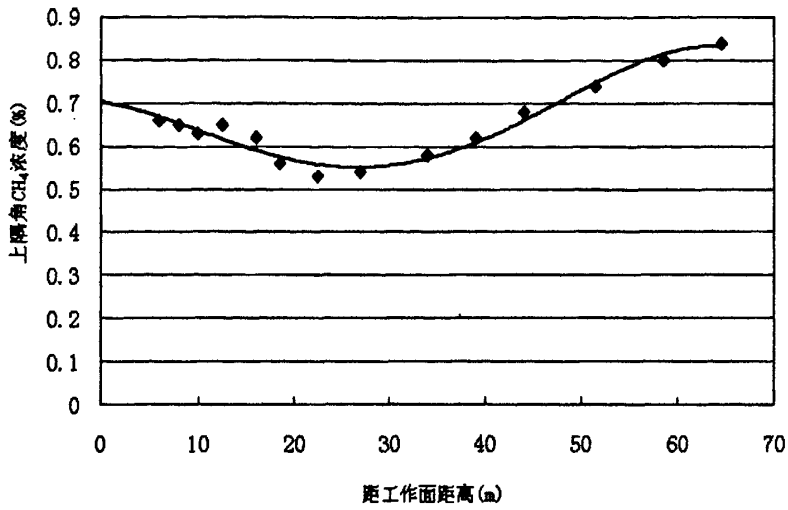


图 2.22 埋管抽气口的位置与上隅角瓦斯浓度变化关系图

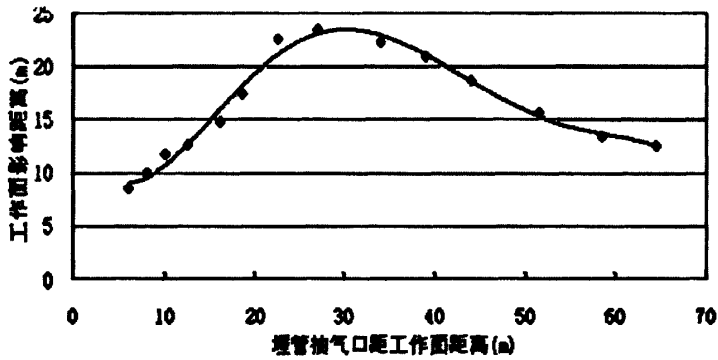


图 2.23 埋管抽气口的位置与影响范围的变化关系图

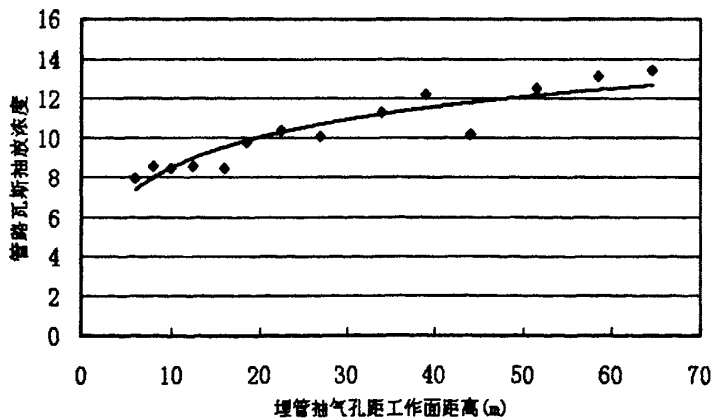


图 2.24 埋管抽气口的位置与抽放浓度的变化关系图

通过对观测结果进行分析,可以得出:

1) 采空区内距工作面 10m 范围内,瓦斯抽放浓度较低,低于 10%。究其原因,是靠近工作面附近的采空区岩石处于初始冒落,且工作面的综采支架及进、回风巷支护较好,因此顶板垮落不严重,形成 5~10m 的不垮落空间,一部分的新鲜风从进风巷漏入采空区,漏风流对采空区内的瓦斯稀释、混合后,又在通风负压作用下,从工作面上隅角涌出,靠近工作面的区域风速大,对瓦斯稀释、运移影响较大。

2) 采空区距工作面 10~70m 之间时,瓦斯浓度逐渐增大,但变化范围不大,浓度在 10~14% 上下波动,低于以往在其它矿区测定的采空区瓦斯浓度,主要因为 1452(3)综采面采用顶板孔及边孔抽放采空区瓦斯,抽放浓度 50% 左右,并将高浓度的瓦斯通过钻孔及管道送至地面。因此采空区内瓦斯浓度大大降低。

3) 当埋管吸气口距工作面 20~40m 左右时,对降低上隅角瓦斯浓度效果最好,为最佳埋管深度。

2.5.3 沿采空区垂直高度方向瓦斯浓度的变化规律

- 1) 沿采空区垂直高度方向,顶板处瓦斯浓度比底板处瓦斯浓度高;
- 2) 如进行采空区瓦斯抽放,抽放管管口应尽量靠近采空区的顶板。

2.5.4 沿工作面宽度方向采空区瓦斯浓度变化规律

“七五”期间,抚顺分院等科研单位在松藻局 S1706E 工作面进行了测定,其结果也适用于综采工作面,其结论为:

1) 在距离工作面较近区域,由于采空区漏风流流动对瓦斯的运移作用,从进风侧向回风侧方向,瓦斯浓度逐渐增大;

2) 距工作面较远的采空区深处,采空区风流速度较小,对瓦斯运移作用微弱,采空区的瓦斯浓度在宽度方向上两侧的差别不大。

3) 由于采空区瓦斯涌出,致使工作面上隅角处瓦斯积聚严重(甚至 10% 以上),故应加强采空区瓦斯抽放或引排,以消除瓦斯隐患,确保安全生产,从有利于上隅角瓦斯治理的角度看,在距工作面 40m 左右进行抽放,既可抽放采空区深部的瓦斯,又可改变靠近工作面的采空区内的漏风流,因此对解决上隅角瓦斯最有利。

2.5.5 上隅角充填并采取抽放时,采空区垂直工作面回采方向瓦斯浓度变化规律

历史测定资料表明,在 U 形通风的工作面瓦斯浓度从进风侧至回风侧逐渐增

大。进风到采面中部范围内瓦斯浓度变化不大，采面中部到回风瓦斯浓度增加较快，尤其是靠近回风侧 30m 范围内瓦斯浓度较高。为考察垂直于工作面回采方向瓦斯浓度的分布规律，于 2003 年 10 月上旬进行了连续测定工作。

测定方法：选择检修班，从沿支架下从进风侧到回风侧每十架测定一次瓦斯浓度，测定位置靠近支架的后端，工作面共有 129 个支架，布置 14 个点，连续测定三天，对各测点取平均值，各测点瓦斯浓度见表 2.5，浓度变化趋势见图 2.25，虚线为 U 形通风时浓度分布常见（无瓦斯抽放时）曲线。

表 2.5 垂直工作面回采方向瓦斯浓度分布测定表

架数	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	129
无抽放 瓦斯浓度 (%)	0.05	0.103	0.129	0.146	0.18	0.249	0.284	0.343	0.4	0.48	0.54	0.632	0.789	0.97
抽放时 瓦斯浓度 (%)	0.05	0.09	0.11	0.15	0.18	0.23	0.29	0.36	0.42	0.48	0.55	0.64	0.80	0.70

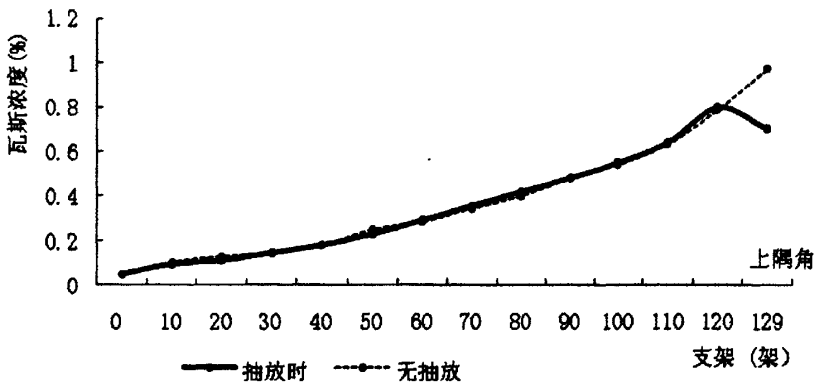


图 2.25 1452(3) 综采面沿采长方向瓦斯浓度分布

垂直于工作面回采方向工作面的瓦斯浓度分布变化趋势，可近似看做采空区内沿该方向的瓦斯浓度变化趋势，其规律性如下：

① 在距离工作面较近区域内，由于采空区漏风流流动对瓦斯的运移作用，从进风侧向回风侧方向，瓦斯浓度逐渐增大。

② 由图中可以看出，采用顶板巷及上隅角抽放后，沿采长方向瓦斯浓度较高的区域不再是上隅角，而是回风侧靠近上隅角 10m 左右的区域。

3. 影响采空区瓦斯涌出的开采技术因素

3.1 影响采空区瓦斯涌出的因素概述

影响综采工作面采空区瓦斯涌出的因素很多,其中工作面的煤层赋存条件和开采条件对采空区瓦斯涌出影响较大,煤层赋存条件包括煤层瓦斯含量、开采煤层厚度、邻近层个数及其距开采层距离、顶底板岩性、地质构造等,开采条件有开采方式(分层、综放等)、巷道布置方式(通风系统)、工作面推进速度、工作面风压、工作面配风量、生产工序、采空区面积(采高、采长)、回采率、采空区是否抽放等因素。这里主要研究影响采空区瓦斯涌出的开采因素,对于给定的工作面,赋存条件确定的情况下,工作面开采技术条件的不同会影响采空区的瓦斯涌出。以下主要考察几种对综采工作面瓦斯涌出影响较大的开采技术因素。

3.2 配风量与采空区(采面)瓦斯涌出量之间的关系

随着工作面日产量的增大,绝对瓦斯涌出量也增大。为了保证采面瓦斯不超限,通常采用加大配风量来稀释瓦斯,但对采空区瓦斯涌出量占较大比例的工作面(未进行采空区抽放),加大通风量会造成采空区漏风量的增加,工作面通风量加大到一定程度后,采空区漏风会带来大量的瓦斯,涌向工作面,反而会造成工作面总瓦斯涌出量加大,上隅角瓦斯浓度增高,更难处理,这已被许多工作面的实践所证实。

以霍州煤电集团公司李雅庄矿为例,2-413长壁综采面采用U+L通风系统时,随着工作面配风量的增加,尾巷和上隅角瓦斯浓度与风量的变化由负相关变为正相关,边界风量值在 $1100\sim 1300\text{m}^3/\text{min}$ 左右,低于或高于此段配风都会使瓦斯浓度不同程度的升高。见图3.1。

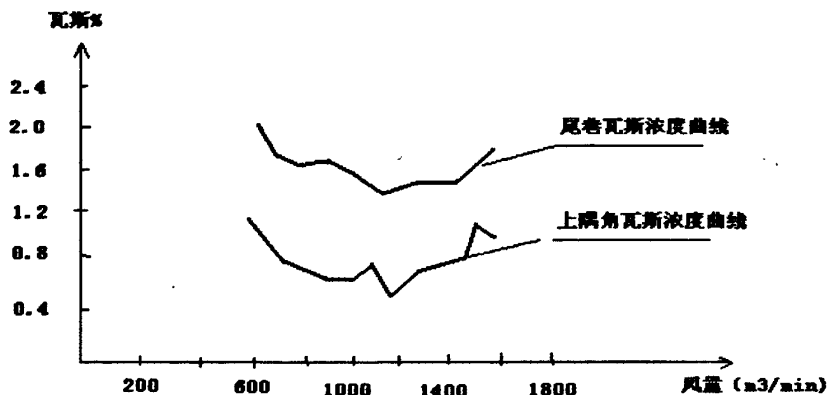


图 3.1 李雅庄矿 2-413 工作面瓦斯涌出量与配风量关系

3.3 工作面推进速度（产量）对采空区瓦斯涌出量的影响

实际观测表明，在产量较低的机采或炮采工作面，绝对瓦斯涌出量随产量的增加而增加，并较好的符合直线关系。而对高产的综采工作面，当采面产量持续增加时，采面绝对瓦斯涌出量增长速度减慢，即瓦斯涌出量与产量（推进速度）之间不再是直线关系，而呈一种曲线关系。这一点已被多年生产的资料所证实。图 3.2 为统计的阳泉一矿邻近层（采空区）瓦斯涌出量与工作面推进速度的关系。

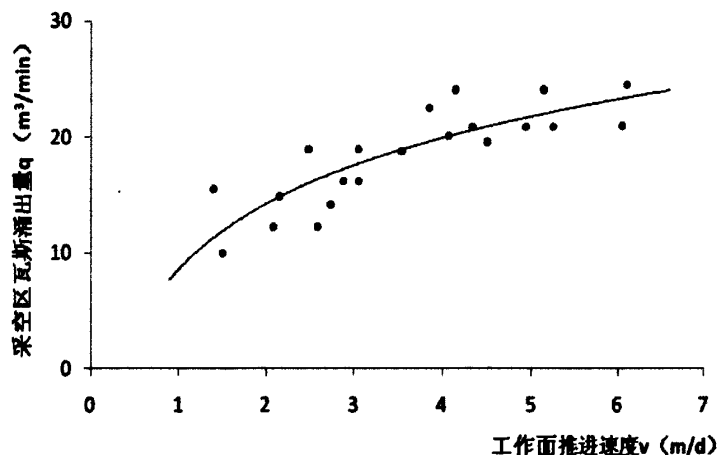


图 3.2 采空区瓦斯涌出量与推进速度的关系

在抚顺分院承担的“九五”课题“高产高效工作面瓦斯预测技术及装备研究”项目进行过程中，我们在平顶山一矿和十矿测定了工作面在不同推进速度下采空区

的瓦斯涌出量,观测结果表明,随着工作面推进速度的加快,采空区的绝对瓦斯涌出量增大,而采空区的相对瓦斯涌出量随着推进速度的增加而减小。造成这种情况的原因是:工作面推进速度的快慢直接影响到围岩的移动和变形,推进速度慢时,变形和冒落充分,导致邻近层、围岩、下分层卸压充分,使采空区的绝对量增大,而产量不大,所以相对瓦斯涌出量增加,反之,当推进速度快时,围岩变形相对减小,而产量较大,相应地减少了邻近层、围岩等的相对瓦斯涌出量。

3.4 不同通风系统对采空区瓦斯涌出的影响

工作面采用不同的通风系统时,工作面的瓦斯源、汇位置及源汇数量都有所不同,采空区内部的流动状态与采空区边界上的源、汇位置,源汇流量有很大关系,采空区瓦斯涌出的边界条件定下来后,采空区的流动状态也就唯一确定下来。防止采空区瓦斯涌出所采用的各种均压通风措施,正是基于这种原理来实现的。工作面的通风系统从巷道数目上分类,可分为一进两回、两进一回、两进两回及三进两回等,近年来随着煤炭开采深度的增加及产量的增大,高瓦斯的综采工作面巷道数目有增加的趋势,除典型的U型通风外,比较常见的采用一进两回即增加一尾巷的通风方式,对解决上隅角瓦斯超限问题非常有效,在阳泉等矿区应用较广。在晋城等矿区由于煤层瓦斯含量大,为解决顺槽掘进时的通风问题,一般采用双巷掘进,因此工作面大多为多巷布置,如晋城局寺河煤矿的工作面多采用三进两回通风系统。

霍州煤电集团公司李雅庄矿2-413工作面开采2[#]煤层,煤层平均厚度3.2m,煤层平均倾角9°,工作面地质条件复杂,工作面走向长700m,倾斜长度分别为105、120、150m,工作面采高2.8m,采用综合机械化沿顶板一次采全高的走向长壁采煤法,全部垮落法管理顶板。煤层不易自燃,采空区瓦斯涌出量占工作面总涌出量的60%以上,工作面采用一进两回(U+L)通风系统,见图3.3。

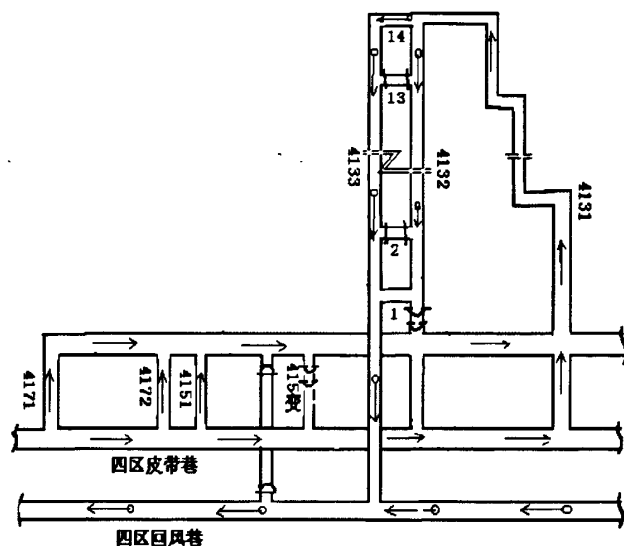


图 3.3 2-413 工作面通风系统示意图

2-413 工作面开始回采后，瓦斯涌出量较大，正常生产时工作面瓦斯涌出量达 $15\text{m}^3/\text{min}$ 以上，且瓦斯主要是来自采空区，随着工作面的推进出现以下问题：由于李雅庄矿矿压较大，巷道回缩严重，4131 进风巷断面积减小，巷道通风阻力增大，配风困难，工作面配风量不足 $1000\text{m}^3/\text{min}$ ；工作面的风量在回风巷和尾巷之间分配不稳定，尾巷风量时大时小难于控制。上述原因造成工作面上隅角瓦斯浓度平均在 $1.2\sim 1.4\%$ ，并时有超限现象，尾巷瓦斯浓度平均 $2\sim 2.5\%$ ，其风量较小时，也常有超限现象，严重威胁生产的正常进行。

经分析，如将一进两回通风系统改为两进一回通风系统，增加一条进风巷，则可增加工作面的总配风量，解决工作面供风量不足的问题，改用两进一回通风系统，正对上隅角的回风巷改为进风巷，工作面的源汇关系发生变化，风流路线也发生变化，通风系统变化后，将利于对采空区瓦斯的控制，因此决定对 2-413 工作面通风系统进行改造，由“一进二回”调整为“二进一回”通风系统，改造后的通风系统示意图见图 3.4。

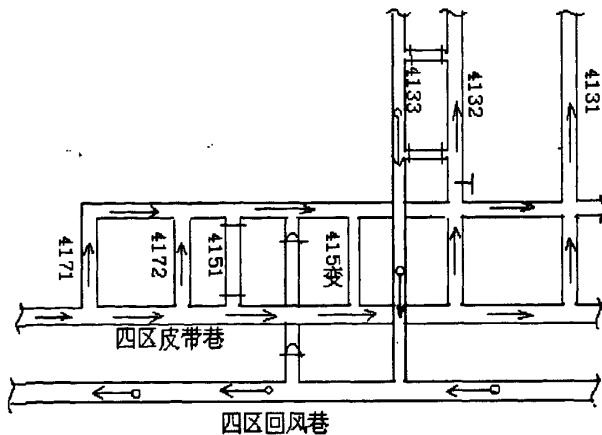


图 3.4 改造后的 2-413 工作面通风系统示意图

采用“二进一回”通风系统后，配风量增加不大，4131 巷进风 $700\text{m}^3/\text{min}$ ，4132 巷进风 $300\text{m}^3/\text{min}$ ，总风量达 $1000\text{m}^3/\text{min}$ ，通风系统改变后，工作面上隅角瓦斯浓度一般在 $0.4\sim 0.6\%$ ，尾巷瓦斯浓度一般 $1.2\sim 1.8\%$ ，通风系统改造后工作面再未出现瓦斯超限现象。保证了生产的正常进行。通过比较还发现，二进一回通风系统在比 U+L 通风系统配风量减少 $200\sim 300\text{m}^3/\text{min}$ 的情况下，仍能达到较好的瓦斯治理效果。

3.5 压差对于采空区瓦斯涌出的影响

3.5.1 采面进、回风两侧间的通风压差对采空区瓦斯涌出的影响

采空区漏风主要由于采面进、回两侧存在压差造成的，对于综采工作面也指机头与机尾间的压差，当采面有风流通过时，采面进、回风两端的通风压力造成的压差为：

$$\Delta p = RQ^2$$

式中： Δp ——采面进、回风两侧的压力差；

R ——采面风阻；

Q ——采面风量。

自然风压为：

$$\Delta p_{\text{自}} = \gamma \cdot L \cdot \sin \beta$$

γ ——采面气体重率；

L ——采面长;

β ——煤层倾角。

当采取上行通风方式时,采面进、回风两侧的压力差为 $\Delta p + \Delta p_{\text{自}}$,当采取下行通风时,采面进、回风侧的压差为 $\Delta p - \Delta p_{\text{自}}$,由此可见,上行通风时采面进、回风两侧的压差比下行通风时大,即上行风时采面向采空区的漏风量比下行风时大,采用下行通风可以在一定程度上减少采空区漏风,抚顺分院曾在平顶山等矿区进行过试验,采用下行通风对治理上隅角瓦斯有一定效果,但采用下行通风必须考虑规程规定(有煤与瓦斯突出的工作面不允许采用下行通风)。

采用并联风路也可以减小工作面两端的压差,减少采空区及上隅角的瓦斯涌出量。见图 3.5。并联风路的网络示意图见图 3.6,通过调整与工作面相并联的巷道(中切眼等)内风窗调风,以增减工作面风量,降低工作面两端压差,达到减少采空区瓦斯涌出量。

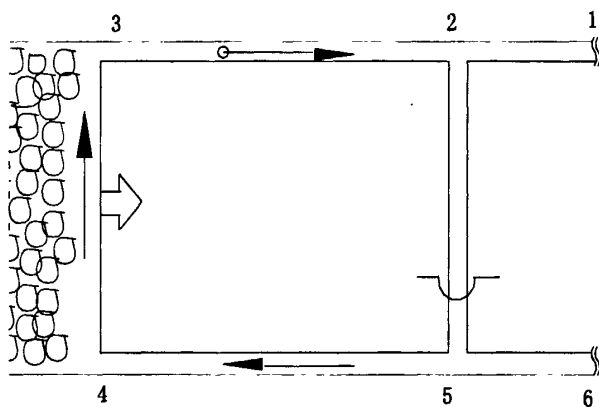


图 3.5 并联风路均压示意图

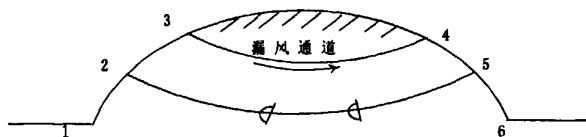


图 3.6 并联风路网络示意图

3.5.2 采空区内部与采面间的压差对采空区瓦斯涌出的影响

从流体力学的角度而言,进入工作面的风流端称为源,而流出工作面的风流端称

为汇。故而“U”形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，其中有一部分风流将会漏入采空区中，把采空区中的瓦斯带出到工作面，引起工作面及回风流瓦斯浓度增大。从稳定流动考虑，一般认为，采空区内瓦斯流动服从松散介质的达西（Darcy）渗透律，故可由下式表示：

$$q = -BK \frac{P_1^2 - P_2^2}{\Delta S}$$

式中： q —单位时间内单位面积采空区涌入工作面的瓦斯量， $\text{m}^3/(\text{d}\cdot\text{m}^2)$ ；

B ——单位修正系数；

K ——采空区内透气性系数， $(\text{m}^2/\text{MPa}^2\cdot\text{d})$ ；

P_1 、 P_2 ——工作面和采空区内气压， MPa ；

ΔS —— P_1 与 P_2 测点两点间的断面积， m^2 。

气体总是由压力高处向压力低处流动，采空区深部瓦斯压力较高，所以瓦斯由采空区深部不断向采面运移，从支架后涌入工作面，造成采面或上隅角瓦斯超限。从上式中可以看出， $P_1^2 - P_2^2$ 越大，采空区内瓦斯向工作面涌入的量就越大。

控制采空区内瓦斯或有毒气体涌出，一般也采用均压法，即增加工作面的绝对压力，使工作面和采空区间的压力达到平衡，控制采空区内瓦斯或有毒有害气体涌出，均压在防灭火方面有较广泛的应用，均压技术对于控制采空区瓦斯涌出及均压抽放采空区瓦斯也同样适用。采用均压技术，是治理上隅角瓦斯超限及提高采空区瓦斯抽放效果的有效措施。

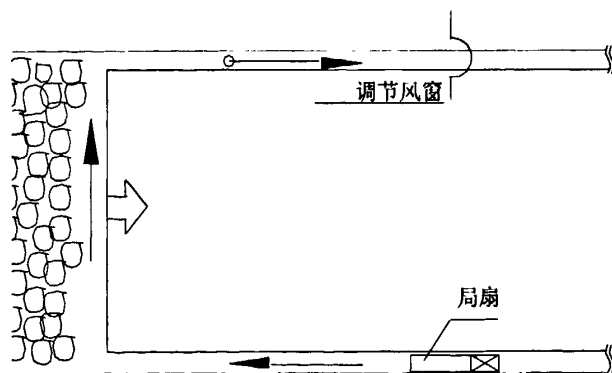


图 3.7 采用局扇和调节风窗均压法示意图

常见的均压措施有均压风机与均压风门法。均压风机与均压风门指工作面进风侧安设局扇，在回风侧安设调节风窗（见图 3.7），这样就增加了采面的绝对瓦斯压力，能控制或减小采空区瓦斯涌出，对于采空区瓦斯涌出量较大的工作面，采用均压技术，治理上隅角瓦斯超限问题效果较好。

另外，随着高产高效工作面的增多和多巷布置通风系统的增加，也可采用如图 3.8 的方法进行均压，配合尾巷使用，其原理和上述方法一样，因进风巷压力较高，将上隅角涌出的瓦斯“顶”回去，转而从尾巷流出，这对治理上隅角瓦斯也非常有效。前面提到的李雅庄 2-413 工作面通风系统有均压作用，就是应用这个原理。

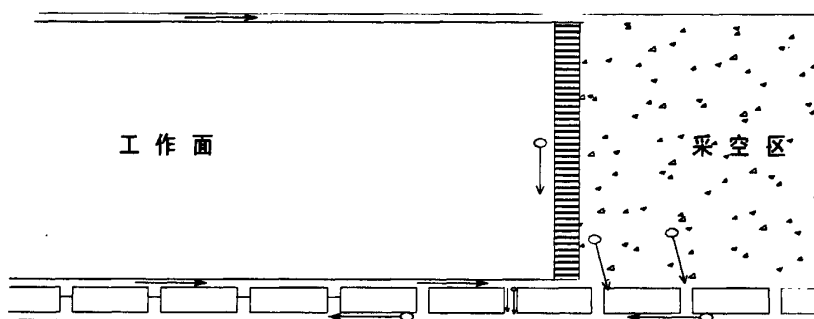


图 3.8 采用两进一回通风系统均压法示意图

3.5.3 均压控制采空区瓦斯涌出及均压抽放采空区瓦斯技术应用

平顶山一矿戊一 21191 工作面该工作面位于戊一采区东翼，工作面走向长度 1988m，倾斜长度 179m，煤层平均倾角 3° ，为解决掘进期间通风问题，工作面掘有中切眼。煤层总厚度 7m 左右，分层开采，先采上分层，采高 3m，采用综合机械化采煤，全部垮落法管理顶板。设计日产量 5000t，工作面瓦斯涌出主要来自未采的下分层。

采面内瓦斯赋存存在着明显的区域性，中切眼以东段瓦斯含量明显偏大，中切眼以西段则瓦斯含量较小，瓦斯治理工作集中在中切眼以东段。根据相邻工作面的生产经验，为要解决 21191 工作面上隅角和回风巷超限问题，必须采取综合治理措施。以治理采空区瓦斯为主。除本煤层预抽外，主要采取如下均压措施：

- ① 采用下行通风，控制采空区瓦斯涌出；
- ② 调整中切眼内的调节风窗，改变中切过风量，相应的改变工作面的瓦斯涌

出量，统计上隅角及回风的瓦斯涌出量，并确定工作面的合理风量；

③ 在控制采空区瓦斯从下隅角涌出的同时，在中切眼以东掘一段尾巷，利用对旋风机，密闭尾巷进行采空区瓦斯抽放。见图 3.9。

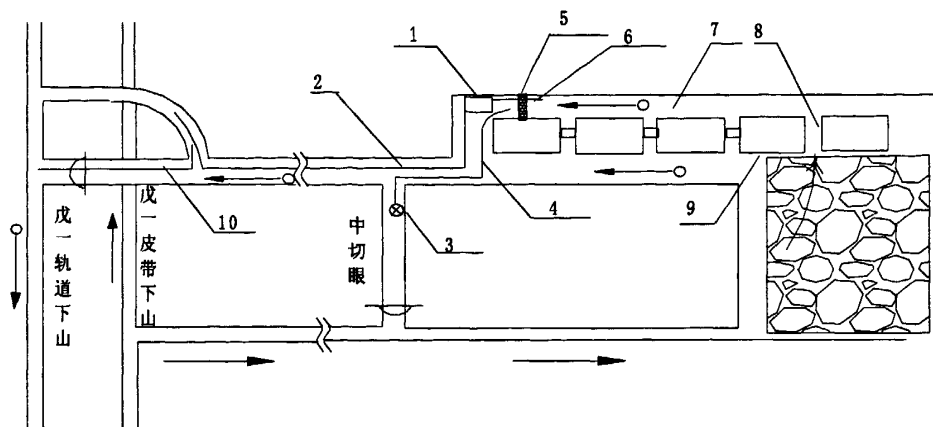


图 3.9 21191 综采面利用均压技术综合治理瓦斯示意图

- 1—对旋风机；2—直径 800mm 柔性风筒；3—JBT 局扇；4—直径 600mm 柔性风筒；
5—密闭；6—直径 800mm 金属风筒；7—尾巷；8—联络横川；9—下隅角；10—稀释风筒

抽放系统运行后，控制抽放瓦斯浓度在 2~2.5%，瓦斯抽放纯量达 $4\sim 6\text{m}^3/\text{min}$ ，采面日产量 3500~5000t 时，下隅角（下行通风）及回风瓦斯未发生超限现象。保证了工作面安全生产，取得了显著的经济效益。

晋城煤业集团公司寺河矿首采面 2301 工作面，开采 3#煤层，煤层厚度平均 6.16m，工作面采用多巷布置，共五条顺槽，相邻顺槽之间有横川相连通，工作面走向长度 1850m，倾向长度 225m，采用从德国引进的综合机械化机组采煤，采高 3.5~5m，设计日产量 15000t，为典型的高产高效工作面，全部陷落法管理顶板，煤层不易自燃。达产时，预测工作面瓦斯涌出量 $80\text{m}^3/\text{min}$ ，工作面开采后期，采空区瓦斯涌出量预计占工作面总瓦斯涌出量 50%。

为解决上隅角瓦斯超限问题，在通风系统布置中通过理论分析及实践比较，采取如图 3.10 的三进两回偏 Y 型通风系统，正对上隅角的巷道为进风巷，具有均压作用，改变了采空区内瓦斯流动方向，较好的解决了上隅角瓦斯问题。

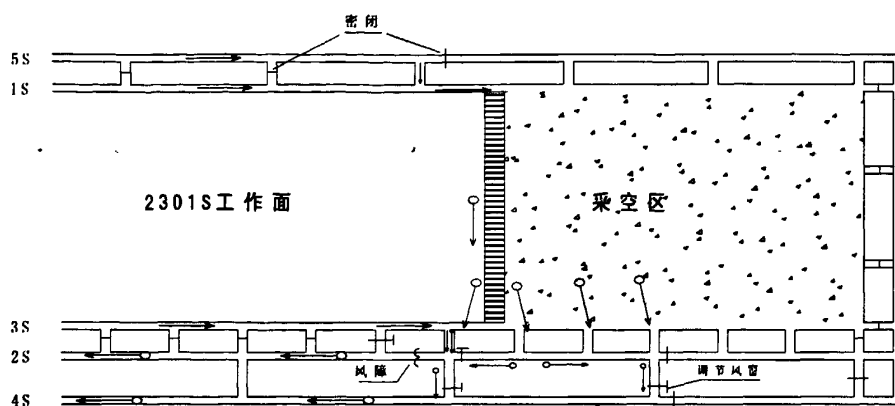


图 3.10 2301 工作面三进两回偏 Y 形通风系统示意图

为保证尾巷内上隅角瓦斯浓度不超限，进行了采空区埋管瓦斯抽放，见图 3.11，抽放在均压条件下进行，抽放的瓦斯浓度较高。抽放稳定后，抽放浓度 20% 左右，平均抽放瓦斯纯量近 $20 \text{ m}^3/\text{min}$ ，有效解决了高瓦斯矿井高产工作面瓦斯问题。

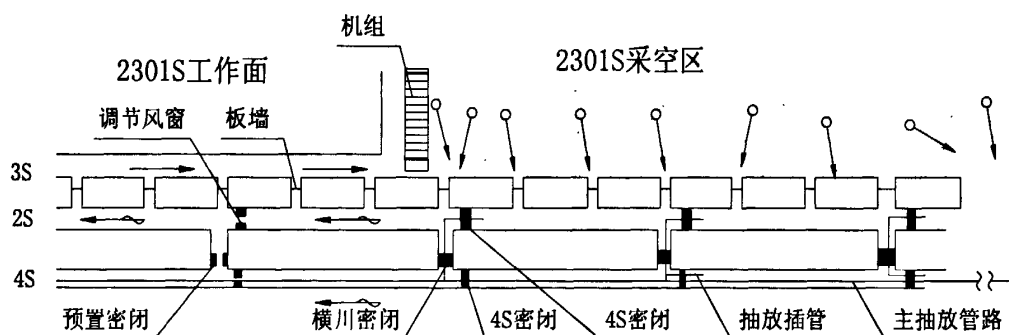


图 3.11 抽放管路及密闭布置示意图

图 3.12 为 2301 工作面 2003 年 6 月 29 日测定的各点的瓦斯浓度及风量情况，测定数据见表 3.1。

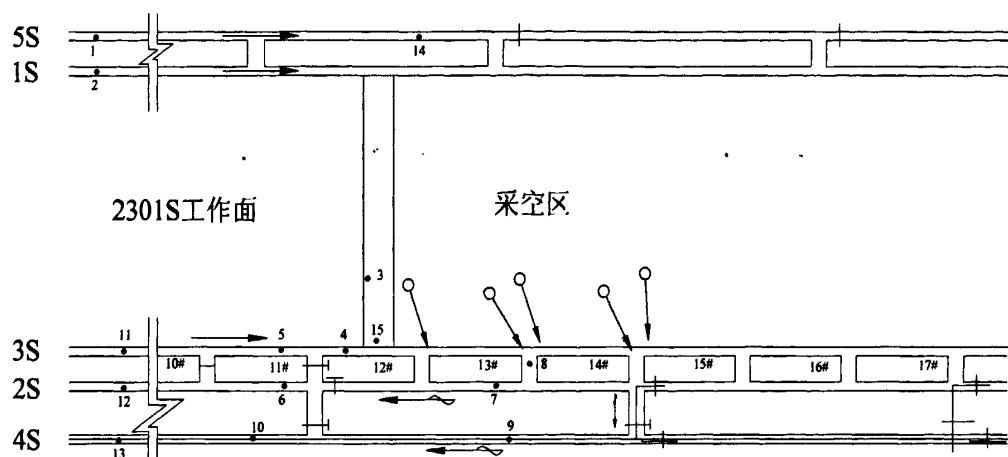


图 3.12 2301 工作面各测点瓦斯涌出

表 3.1 图 3-12 中各测点的对应的风量、瓦斯浓度、涌出量数据

类别 \ 序号	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
风量 (m ³ /min)	2304	840	3070	1325	974	100	1870		2074	4112	1165	1270	3066	545	
瓦斯浓度 (%)	0	0	0.16	0.12	0	0.14	0.24	6	1.2	0.66	0	0.32	0.72	0	0.26
涌出量 (m ³ /min)	0	0	4.91	1.59	0	0.14	4.49		24.89	24.68	0	4.06	22.08		
产量 (t)	17313														
工作面位置 (m)	22 (距 11 横川)。														
采空区抽放量 (m ³ /min)	12.92 (抽放纯量)。														
说明:	工作面总风量 4336 m ³ /min, 风排瓦斯量 26.14m ³ /min, 12 [#] 横川风量 1870m ³ /min, 浓度 0.24%, 引排瓦斯量 4.49m ³ /min, 尾巷共引排瓦斯量 24.89 m ³ /min, 可以得出 13 [#] 、14 [#] 横川共引排瓦斯量 20.4 m ³ /min。 另外, 2301 工作面于 2002 年 11 月生产, 本次测定时间为 2003 年 6 月, 工作面 5 条顺槽的煤壁瓦斯涌出大大衰减, 因此此时工作面总瓦斯涌出量远远小于开采初期。														

4. 回采工作面采场及采空冒落区瓦斯扩散——通风对流运移模型

4.1 采场及瓦斯运移特征

随着煤层的开采、回采工作面不断向前推进,采空区的范围不断扩大。随着采空区顶板岩石的冒落,采空区形成岩石与孔隙并存的空隙介质特性,遗留在采空区的煤炭和采空区煤柱不断释放出瓦斯,采动影响范围内的上、下邻近层的瓦斯也源源不断地向采空区运移,在采空区内积存大量的瓦斯。工作面正常通风条件下,向采空区内的漏风很容易把采空区内的瓦斯带出来,在工作面回风隅角形成高浓度的瓦斯区,容易引起瓦斯事故。因此,研究采场内瓦斯运移规律,对于提高采场瓦斯抽放率、减少瓦斯事故具有十分重要的意义。

煤炭开采过程中,上覆岩层随回采工作面的推进不断发生破裂、弯曲下沉变形运动,使采场围岩产生大量的裂隙。回采工作面后方自下而上形成三个带:即冒落带、裂隙带和弯曲下沉带。对于大采高综采采场,冒落带高度比较大,冒落带岩石块度几何形状复杂,排列杂乱无章。冒落带的矸石随着工作面的推进而逐渐承受裂隙带传递下来的上覆岩层的压力,其本身逐渐被压实。采场空隙介质的特点是:

1) 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。

2) 采场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,瓦斯在采场的运移表现为: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。煤矿井下采空区具有空隙介质的特征,可采用流体力学理论进行采空区气体流动的研究。

4.2 采场瓦斯运移的数学分析

进入采场的风流绝大部分经过工作面到回风流中,小部分进入采空区,形成采空区漏风风流。靠近工作面的采空区,由于冒落的岩石还没有压实,孔隙度较大,风流流动速度比采空区后部大。其流动状态应是由工作面的湍流向采空区深部的层流过渡的过渡状态。采场内的气体流动,实际上应包括上述三种流动状态。

4.2.1 空度因子

在采场内岩块所占据的空间上, 气体流动参数 (u , v , h 和 c 等) 是不连续的, 从流体力学的角度属于多连通空间区域的流体流动问题。在应用CFD技术采用数值方法进行微分方程求解时, 采用空度分布函数实现不连续空间区域的方程求解。引入空度因子为:

空度 $f=f(x, y, z)$, 其含义为流体的流通区域在积分区域中所占的比例, f 在空间上不同点可以取不同的值。采用控制容积法进行区域划分时, 不同网格可取不同的空度值。根据需要定义体空度和面空度:

1) 体空度 f_v : 网格内气体所占体积与网格体积的比值。体空度的取值范围是从0到1。具体的取值意义如下:

若网格内只包含气体, 则 $f_v=1$;

若网格内只包含固体, 则 $f_v=0$;

若网格内既包含气体, 又包含固体, 则 $0 < f_v < 1$ 。

2) 面空度 f_A : 在网格面上, 气体流过的断面积与该网格面积的比值。同理, 面空度的取值范围也是从0到1。具体的取值意义为:

若网格面全部为气体可穿透面, 则 $f_A=1$;

若网格面全部为固体, 则 $f_A=0$;

若网格面既有固体, 又有气体, 则 $0 < f_A < 1$ 。

4.2.2 采场气体流动方程

按照渗流力学的方法, 将采场视为连续的渗流空间, 引入空度因子, 在孔隙介质空间中可直接运用质量守恒定律和N-S方程, 忽略瓦斯引起气体密度的改变和紊流效应, 经推导得:

$$\frac{\partial u_i}{\partial x_i} = 0 \quad (4.1)$$

$$\rho \left(\frac{\partial u_i}{\partial t} + \frac{\partial u_i u_j}{\partial x_j} \right) = \rho g_i - \frac{\partial p}{\partial x_i} + \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\mu \left(\frac{\partial u_i}{\partial x_j} + \frac{\partial u_j}{\partial x_i} \right) \right] - F_i \quad (4.2)$$

式中: u_i 、 u_j ——渗流速度分量, m/s;

g_i ——加速度分量, m/s^2 ;

p ——气体压力, Pa;

μ ——动力粘性系数, kg/(m·s);

F_i ——瓦斯流动阻力, Pa/m;

$$F_i = C_{di} \rho |u_i| S_{Ai}$$

其中: C_i ——瓦斯在空隙介质中的阻力系数;

S_{Ai} ——瓦斯流的上游面积。

边界条件:

① 进口边界: 进口边界给定速度 u_i 、瓦斯浓度 c 、瓦斯质量流量 J 等在各边界涌入的值。 u_i 和 c 按实测或设定值直接给出; 在有瓦斯流入的边界上, 瓦斯流入强度的大小由该界面的法向速度给出, 并相应给出该边界上的瓦斯浓度值。

② 出口边界: 按照计算流体力学和数值传热学的方法, 考虑在出口边界上网格节点的值对于网格内邻近节点上的值无影响, 即采用局部单通道坐标假定, 只给定流场压力 P 的标定值。

进、出口位置设在无局部涡流处, 流线方向与出口界面相垂直, 流场压力外, 各变量在进出口界面沿流动方向的梯度为 0。

4.2.3 瓦斯在采场中的动力弥散方程

瓦斯在采空区的实际流动和扩散过程为空隙介质中的三维动力弥散过程, 即由于机械弥散和分子扩散引起的散布过程。影响采空区瓦斯运移的主要机制是: 对流、机械弥散、分子扩散和煤岩—瓦斯相互作用。

在采空区内, 通过任意孔隙横断面上的气流速度大小和方向都是不同的。冒落岩石表面上的气流速度为零, 而在空隙内某一点存在最大流速, 且这个最大流速值也是随孔隙的大小而变化的。因为受相互连通的空隙空间的影响, 孔隙空间中的流线相对与气流的平均流向而起伏, 使得所涌入的瓦斯质点散布开来。随着漏风风流的流动, 瓦斯质点所占据的流动区域就会越来越大。瓦斯质点的散布既有纵向的 (即平均流速上的散布), 也有横向的 (垂直于平均流速上的散布)。这种在微观尺度上由于流速的变化而引起的瓦斯质点的散布称为机械弥散 (即对流扩散)。一般来说, 无论处于层流还是湍流状态, 都会发生对流物质的迁移。

与机械弥散同时存在的另一种物质迁移现象, 是由于气体内瓦斯的浓度不同而产

生的分子扩散所引起的。分子扩散产生了瓦斯质点从浓度高的地方向浓度低的地方扩散的一种附加流动,是一个自发过程。实际上,机械弥散和分子扩散在气体流动中是同时产生,而且是不可分离的,人为把这两种作用分开进行研究。在不流动的气体中,确实只发生分子扩散。正是由于分子扩散,才使得完全层流流动中的气体动力弥散现象成为不可逆的。机械弥散和分子扩散会使瓦斯既沿平均流动方向扩展又沿垂直于平均流动方向扩散,前者成为纵向弥散,后者称为横向弥散。

当瓦斯通过采空区冒落岩石流动时,除了对流、机械弥散和分子扩散外,还有几种其他现象影响瓦斯的浓度分布。瓦斯可以与孔隙骨架中的岩块表面发生作用,如岩块表面对瓦斯质点的吸附作用、沉淀作用和离子交换等。所有这些现象也能引起瓦斯浓度的变化,但通常很微弱。由于物理或化学作用而引起瓦斯浓度的变化,包括由于浓度变化引起的组分气体粘性、密度变化对气体流动状况的改变,使瓦斯的运移及浓度分布发生变化,以及温度场、热交换对瓦斯浓度分布都会产生影响。

研究瓦斯在采场中运移时,采场内的气体在采空区冒落的岩石孔隙所连成的通道中和回采工作面附近的自由空间流动,当不考虑采空区冒落岩石的变形时,瓦斯在采场中的流动和分布就可视为扩散物质在非均匀渗流场中的流动和扩散。由于采场中瓦斯与其他气体的组分在一般情况下不发生化学变化,研究扩散物质在流动流体中的流动和扩散时,分子扩散效应相对很小,机械弥散起主要作用。因此,研究瓦斯在采场中的流动,主要考虑由机械作用而引起的对流扩散。

流体在多孔介质中流动的对流扩散和机械弥散遵循Fick扩散定律,即:

$$J = -D \text{grad}C \quad (4.3)$$

上式即为多孔介质中流体动力弥散定律, D为扩散系数。

采空区可以看作是由冒落的岩块组成的非均匀孔隙介质,气体在采空区流动的微分方程式为:

$$\frac{\partial}{\partial x} k_x \frac{\partial P}{\partial x} + \frac{\partial}{\partial y} k_y \frac{\partial P}{\partial y} + \frac{\partial}{\partial z} k_z \frac{\partial P}{\partial z} + I = 0 \quad (4.4)$$

式中: k——采空区渗透系数;

I——源汇项, $\text{g/m}^3\text{s}$ 。

根据质量守恒定律和流体动力弥散定律,瓦斯在采场中的动力弥散方程为:

$$\frac{\partial C}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x_i} \left(D_{ij} \frac{\partial C}{\partial x_j} \right) - \frac{\partial}{\partial x_i} (C u_i) + I_{CH_4} \quad (4.5)$$

式中：C——采空区内瓦斯的质量浓度，g/m³；

D_{ij} ——动力弥散系数的九个分量，m²/s；

u_i ——平均流速向量的分量，m/s。

研究稳定状态下瓦斯浓度分布规律时，瓦斯弥散微分方程为：

$$\frac{\partial}{\partial x_i} \left(D_{ij} \frac{\partial C}{\partial x_j} \right) - \frac{\partial}{\partial x_i} (C u_i) + I_{CH_4} = 0 \quad (4.6)$$

上式即为瓦斯在采空区的多孔介质中的动力弥散方程，或称对流-弥散方程。方程4.5表明，瓦斯运移可分解为两部分：右端第一项表示由瓦斯浓度引起的相对于平均运移的分子扩散和机械弥散，即流体动力弥散造成的瓦斯运移；第二项表示对流造成的瓦斯运移，上述两方程为对流-弥散方程。为了解流体动力弥散方程以求得瓦斯的浓度分布，首先必须确立方程中的流体动力弥散系数 D_{ij} 。弥散系数是一个二秩张量，它依赖于速度、分子扩散和介质特性。

式4.5中 u_i 为瓦斯流速，它和渗流速度的关系为： $q = nu_i$ ， n 为介质孔隙率。

各向异性多孔介质中的弥散问题极少研究，在各项同性的多孔介质中，机械弥散系数 D'_{ij} 为：

$$D'_{ij} = \alpha_T u \delta_{ij} + (\alpha_L - \alpha_T) u_i u_j / u \quad (4.7)$$

式中： α_L ——各向同性多孔介质的纵向弥散度，m；松散岩石 α_L 在 $10^{-2} \sim 10^{-3}$ 。

α_T ——各向同性多孔介质的横向弥散度，m； α_T 一般比 α_L 小5~20倍。

u ——平均孔隙速度，m/s；

δ_{ij} ——Kronecker符号，定义为
$$\delta_{ij} = \begin{cases} 0 & i \neq j \\ 1 & i = j \end{cases}$$

多孔介质中的分子扩散系数为： $(D_d^*)_{ij} = D_d T_{ij}^*$

式中： D_d ——气流中瓦斯的分子扩散系数， m^2/s ；

T_{ij}^* ——多孔介质的弯曲率。

瓦斯的动力弥散系数为：

$$D_{ij} = \alpha_T u \delta_{ij} + (\alpha_L - \alpha_T) u_i u_j / u + D_d T_{ij}^* \delta_{ij} \quad (4.8)$$

气体流动状态为湍流时，分子扩散可忽略，即取 $D_d=0$ 。

描述流体动力弥散的偏微分方程的解是浓度分布 $C(x, y, z, t)$ ，它依赖于空间坐标 x, y, z 和时间 t ，要得到这个解，必须给出特定的初始条件和边界条件。初始条件和边界条件取决于流体的物理实体，通常根据现场资料或试验得到，用数学公式表示。不同的边界条件会得出不同的解，因而应根据实际问题正确确定边界条件。包括以下内容：

- ① 所研究区域的几何形状；
- ② 对瓦斯流动有影响的全部参数和系数；
- ③ 描述所研究系统内瓦斯初始状态的条件；
- ④ 研究系统与周围环境的关系式，即所研究区域边界上的条件。

如果是稳定流动，瓦斯流动状态不随时间变化，不必给定初始条件，边界条件也不包含时间变量。

根据方程的定解要求给出下列条件：

- (1) 初始条件：某初始时刻 $t=0$ 时，采场内瓦斯浓度按已知函数 C_0 分布，即：

$$C|_{t=0} = C_0;$$

- (2) 边界条件通常有三类：

第一类边界条件：是在边界 S_1 上按已知函数给定浓度 C_1 的边界条件，即：

$$C(x, y, z, t)|_{s>0} = f_1(x, y, z, t)$$

第二类边界条件：是给定弥散通量的边界条件，即：

$$D_{ij} \frac{\partial C}{\partial x_j} n_i|_s = f(x, y, z, t)$$

n_i 是边界曲面 s 的外法线方向单位矢量在 x, y, z 轴的分量，这类边界条件称诺伊曼边界条件。

第三类边界条件：是给定溶质（瓦斯）通量的边界条件，即：

$$\left[Cu_i - D_{ij} \frac{\partial C}{\partial x_j} \right] n_i |_s = f(x, y, z, t)$$

这类边界条件为混合边界条件，称为柯西边界条件。

非稳定过程中， $f(x, y, z, t)$ 为空间和时间的函数，稳定状态时仅为空间函数。边界条件通常要根据现场实际确定（或根据资料和过去的经验来确定）。

由对流扩散方程和扩散系数方程可见，求解瓦斯在采场大气中的浓度分布时，必须掌握采场大气的流动状况。当采场大气在多孔介质中流动、且不考虑骨架的变形时，其本构关系为达西定律，即：

$$q_i = K_{ij} \frac{\partial P}{\partial X_j}$$

不考虑煤岩体变形时，瓦斯在采场中分布及流动状况的数学模型一般包括渗流和对流扩散两组方程，需要耦合求解，一般很难得到解析解，通常用计算机求数值解。

综上所述，采场瓦斯运移的数学模型包括弥散和渗流两个子问题。对非均质气体，上述两个问题的方程必须联立求解。某点瓦斯浓度的变化会影响该点处气流的密度和粘度，又会引起流场状态的改变，也就是说，浓度变化对速度分布有反作用。一方面瞬时浓度分布依赖于瞬时速度分布，另一方面平均速度分布又依赖于浓度分布，它们都是未知函数。

4.3 采场瓦斯运移控制微分方程组

用 ϕ 表示待求变量，式(4-1)~(4-5)可表达为统一的形式：

$$\frac{\partial(\rho\phi)}{\partial t} + \frac{\partial(\rho u_j \phi)}{\partial x_j} - \frac{\partial}{\partial x_j} \left(\Gamma_j \frac{\partial \phi}{\partial x_j} \right) = S_j \quad (4.9)$$

或写成矢量形式

$$\frac{\partial(\rho\phi)}{\partial t} + \text{div}(\rho \bar{u} \phi - \Gamma_j \text{grad} \phi) = S_j \quad (4.10)$$

各变量和参数如表4.1所示。

表4.1 采场瓦斯运移控制微分方程的变量和参数

方 程	ϕ	Γ_ϕ	S_ϕ
连续方程	1	0	0
x - 动量	u	μ	$-\frac{\partial p}{\partial x} + \frac{\partial}{\partial x}(\mu \frac{\partial u}{\partial x}) + \frac{\partial}{\partial y}(\mu \frac{\partial v}{\partial x}) + \frac{\partial}{\partial z}(\mu \frac{\partial w}{\partial x}) - F_x$
y - 动量	v	μ	$-\frac{\partial p}{\partial y} + \frac{\partial}{\partial x}(\mu \frac{\partial u}{\partial y}) + \frac{\partial}{\partial y}(\mu \frac{\partial v}{\partial y}) + \frac{\partial}{\partial z}(\mu \frac{\partial w}{\partial y}) - F_y$
z - 动量	w	μ	$-\frac{\partial p}{\partial z} + \frac{\partial}{\partial x}(\mu \frac{\partial u}{\partial z}) + \frac{\partial}{\partial y}(\mu \frac{\partial v}{\partial z}) + \frac{\partial}{\partial z}(\mu \frac{\partial w}{\partial z}) + \rho g - F_z$
瓦斯扩散方程	C	D	I_{CH_4}

5. 采空冒落区瓦斯扩散—通风对流运移数值模拟

5.1 计算模型建立

采空冒落区瓦斯扩散-通风对流运移过程, 包括瓦斯浓度扩散和通风对流两个相互作用的物理过程, 其中瓦斯浓度扩散方程符合 Fick 扩散定律:

$$\alpha \frac{\partial C}{\partial t} + \nabla(D\nabla \cdot C) = R - \mathbf{v} \cdot \nabla \cdot C$$

(5.1)

式中: C ——瓦斯浓度, mol/m^3 ;

D ——扩散系数, m^2/s ;

\mathbf{v} ——平均流速向量, m/s ;

α ——瞬态时间比例系数, 相当于孔隙率;

R ——汇源项, $\text{mol}/\text{m}^3\text{s}$;

∇ ——Laplas 算子。

煤矿综采条件下, 采空冒落区由碎胀的冒落岩体组成, 属于大空隙的多孔介质, 其压实程度与采空区上方支撑压力有关, 其中风流通道系统比较复杂。见图 5.1。

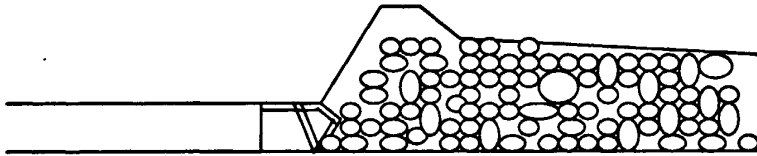


图5.1 采空区剖面图

目前研究采空冒落区的气体流场方程包括三种:

- (1) 以有线性层流为主、忽略流体惯性力的达西渗流方程;
- (2) Navier-Stokes 不可压缩自由流动方程, 忽略流体粘性阻力;
- (3) 考虑非线性渗流的非达西渗流方程。

①Darcy 方程

$$\mathbf{v} = -\frac{\mathbf{k}}{\eta} \cdot (\nabla p + \rho g Z)$$

(5.2)

式中: v ——流体流速, m/s;

k ——渗透率, m^2 ;

η ——动粘系数, Pa.s;

P ——流体压力, Pa;

Z ——位置高度, m;

ρ ——流体密度, kg/m^3 ;

g ——重力加速度, $9.81m/s^2$;

目前, 针对压实状态下的碎裂岩体的渗流场研究比较少, 方程 5.2 流速以流体压力驱动为主, 没有考虑流体动力作用, 适合低渗透多孔介质。

② Navier-Stokes 方程

$$\rho \mathbf{v} \cdot \nabla \mathbf{v} = \nabla \cdot \left(-p \mathbf{I} + \eta (\nabla \mathbf{v} + (\nabla \mathbf{v})^T) \right) + \mathbf{F} \quad (5.3)$$

式中: v ——流体流速, m/s;

P ——流体压力, Pa;

ρ ——流体密度, kg/m^3 ;

\mathbf{I} ——单位矢量;

\mathbf{F} ——流体阻力。

方程 5.3 考虑了流体静压能、动能和势能平衡, 以流速动能为主, 不能考虑渗透阻力的作用, 适合巷道风流场, 在巷道通风计算得到广泛应用。

③ 非 Darcy 方程

$$\mathbf{v} = k \cdot \mathbf{j}^b \quad (5.4)$$

式中: v ——流体流速, m/s;

k ——渗透系数, m/s;

j ——压力梯度;

b ——比例系数, Reynolds 数在 1~10 之间的层流状态下 $b=1$; Reynolds 数

>10 时, $b>1$ 。

方程5.4在土石坝或堆积体水流渗流过程中得到应用,对于破碎岩体,服从 Ahmed-Sunada(Forcheimer)关系,其渗透率比峰前增长数个量级,故破碎岩石渗流系统是非线性的。破碎岩体渗流系统是含有多个控制参数,可用偏微分方程描述的非线性动力系统,系统的失稳不仅取决于控制参数,而且取决于系统的边界条件和初始条件。

Ahmed-Sunada型非Darcy渗流一般方程形式

Ahmed-Sunada型非Darcy孔隙渗流系统的控制方程:

$$\rho Ca \frac{\partial \mathbf{v}}{\partial t} + (\eta / k) \cdot \mathbf{v} = -\nabla p + \beta \rho \mathbf{v} \cdot \mathbf{v} + \mathbf{F} \quad (5.5)$$

式中: \mathbf{v} ——流体流速, m/s;

Ca ——加速度系数;

β ——非 Darcy 流因子;

k ——渗透率, m^2 ;

η ——动粘系数, Pa.s;

p ——流体压力, Pa;

ρ ——流体密度, kg/m^3 ;

\mathbf{F} ——流体阻力。

方程5.5的系统的行为由Reynolds数和Darcy数两个参数调节, Choi, Chakma和 Nandakumar的研究表明: Brinkman黏性项影响流场的分布。

Brinkman 方程

$$(\eta / k) \cdot \mathbf{v} = \nabla \cdot \left(-p\mathbf{I} + \eta(\nabla \mathbf{v} + (\nabla \mathbf{v})^T) \right) + \mathbf{F} \quad (5.6)$$

式中: \mathbf{v} ——流体流速, m/s;

k ——渗透率, m^2 ;

η ——动粘系数, Pa.s;

p ——流体压力, Pa;

ρ ——流体密度, kg/ m³;

F——流体阻力。

本项目采用 Brinkman 方程针对采空冒落区风流要兼顾流体压力梯度和动能作用的特点, 综合考虑了流体压力梯度和动能作用, 比较适合采空冒落区的风流运动场。在本项目的计算模型中, 联立方程 5.1 和 5.6, 通过风流场计算, 得到流速, 带入到瓦斯浓度对流——扩散方程中, 可以解出风流作用下瓦斯浓度扩散瞬态过程。对比 Brinkman 方程 5.5 和 Navier-Stokes 方程 5.4, 可知, 方程 5.4 以风流动能为主, 忽略了风流在孔隙介质中的渗透阻力作用, 不能考虑冒落区不同位置渗透阻力的变化。

5.2 采空冒落区瓦斯扩散-通风对流运移模拟求解

应用上述计算方程, 采用 FEMLAB 系统进行求解, 研究采空冒落区瓦斯扩散-通风对流运移动态过程。FEMLAB 系统 (COMSOL Multiphysics 系统), 是基于偏微分方程组 (PDEs) 而开发的多物理场耦合过程分析工具, 偏微分方程是描述科学规律的基础, 应用该工具可将任意耦合偏微分方程转化为适当的形式以便于数值分析, 并运用基于有限元方法的高效求解器进行求解。

5.3 采空冒落区瓦斯扩散-通风对流运移数值模拟结果演示

参照综采工作面的具体尺寸, 建立如图 5.1 所示的二维计算模型, 不考虑势能, 模型东西向即工作面推进方向取 400m, 南北向宽 240m。

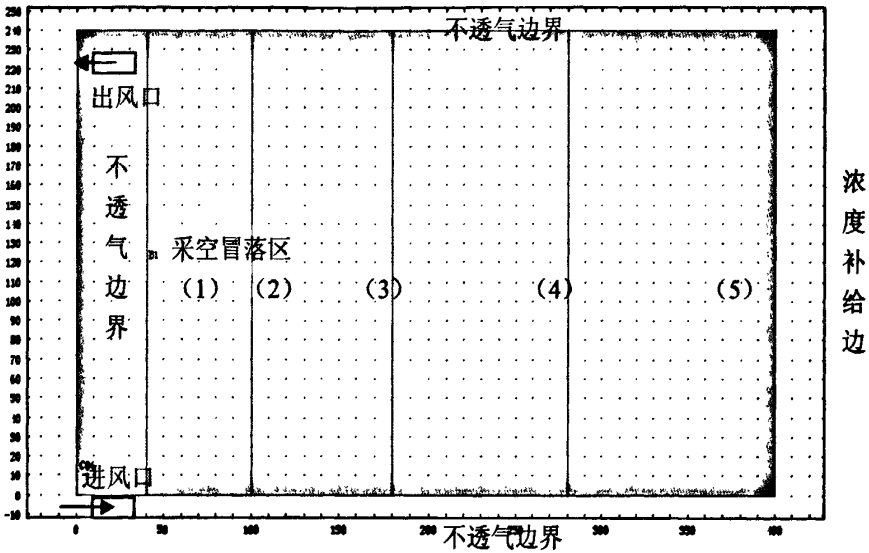


图5.1 计算模型（方案2）

计算方案如下：

方案1：采空冒落区按均质计算。

计算参数：气体密度 $\rho=1.2\text{kg/m}^3$ ，动粘 $\eta=1.6\text{e-}5\text{Pa}\cdot\text{s}$ ，气体传导率 $k=1.0\text{e-}12\text{m}^2$ ，采空冒落区孔隙率0.5，纯瓦斯标准气体质量体积22.4L/mol，分子量16g/mol，比重 $\gamma=0.7142\text{kg/m}^3$ ，扩散系数 $D=1.5\text{e-}5\text{m}^2/\text{s}$ 。

边界条件：

(1)通风条件：左侧下10m为进风口边界，左侧上10m为回风口边界，压力差100Pa，其他边界为不透气边界。

(2)扩散条件：右侧边界为瓦斯浓度 44mol/m^3 边界，左侧上10m为对流扩散边界，瓦斯通量随风流变化而变化。

初始条件：域内具有一个大气压，瓦斯初始浓度 1.0mol/m^3 。

时间步长：按照非均等的积数步长增大，初始值1.0s，终止指 $1.0\text{e}10\text{s}$ ，设定100个中间时间值。

计算方案：模拟①采空区高瓦斯赋存条件下 (44mol/m^3)，通风过程对流驱散降低瓦斯浓度过程。

模拟②分析通风过程中采空区低瓦斯赋存条件下 (初始浓度 1.0mol/m^3) 右侧有高瓦斯补给 (44mol/m^3) 过程中瓦斯浓度分布瞬态规律。

方案2: 划分成非均质(5个分区, 沿工作面向采空区方向的区域(1)至(5)分别取宽度20m, 40m, 60m, 80m, 120m); 5个采空区的透气率和瓦斯扩散系数分别以 $1.0e-10m^2$ 和 $1.5e-5 m^2/s$ 为基准, 按照1/5倍的倍率递减。

边界条件:

(1)通风条件: 左侧下20m为进风口边界, 左侧上20m为回风口边界, 压力差100Pa, 其他边界为不透风边界。

(2)扩散条件: 右侧边界为瓦斯浓度 $44mol/m^3$ 边界, 其他边界没有补给, 左侧上20m为对流扩散边界, 瓦斯通量随风流变化而变化。

初始条件: 域内具有一个大气压, 瓦斯初始浓度 $44.0mol/m^3$ 。

时间步长: 按照非均等的积数步长增大, 初始值1.0s, 终止指 $1.0e10s$, 设定100个中间时间值。

计算方案: 模拟采空区高瓦斯赋存条件下($44mol/m^3$), 通风过程对流驱散降低瓦斯浓度瞬态过程瓦斯浓度分布规律。

5.3.1 方案1 模拟结果

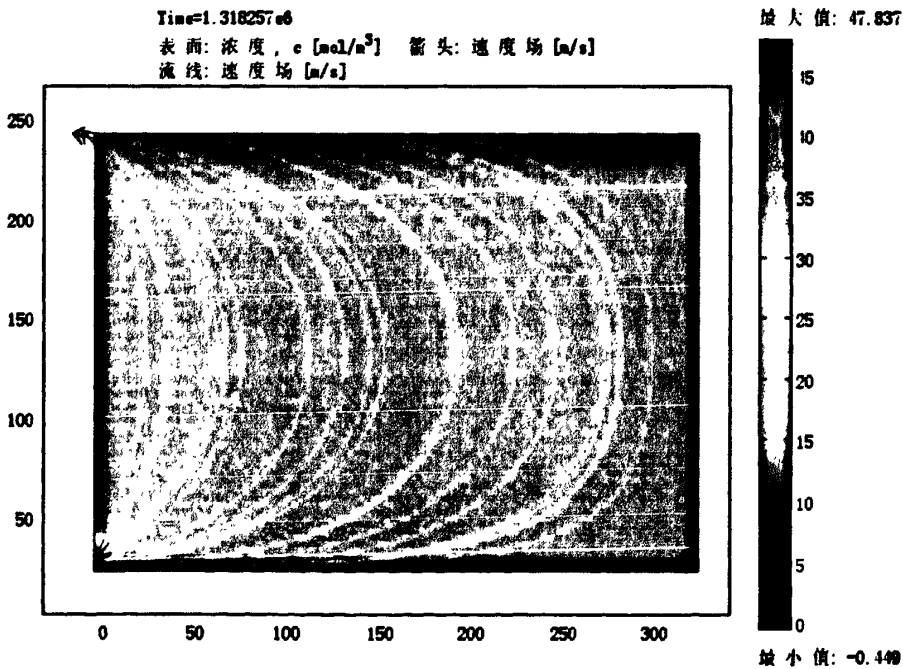


图 5.2 时间为 $1.3e6s$ 时采空区浓度场 (方案 1 模拟①)

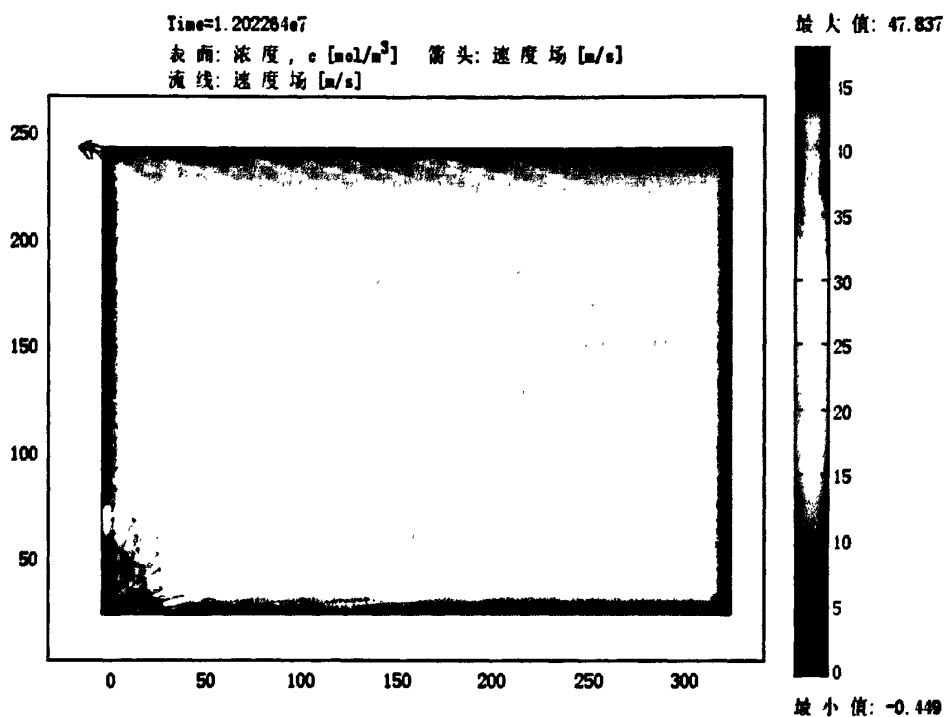


图 5.3 时间为 $1.2e7s$ 时采空区浓度场 (方案 1 模拟①)

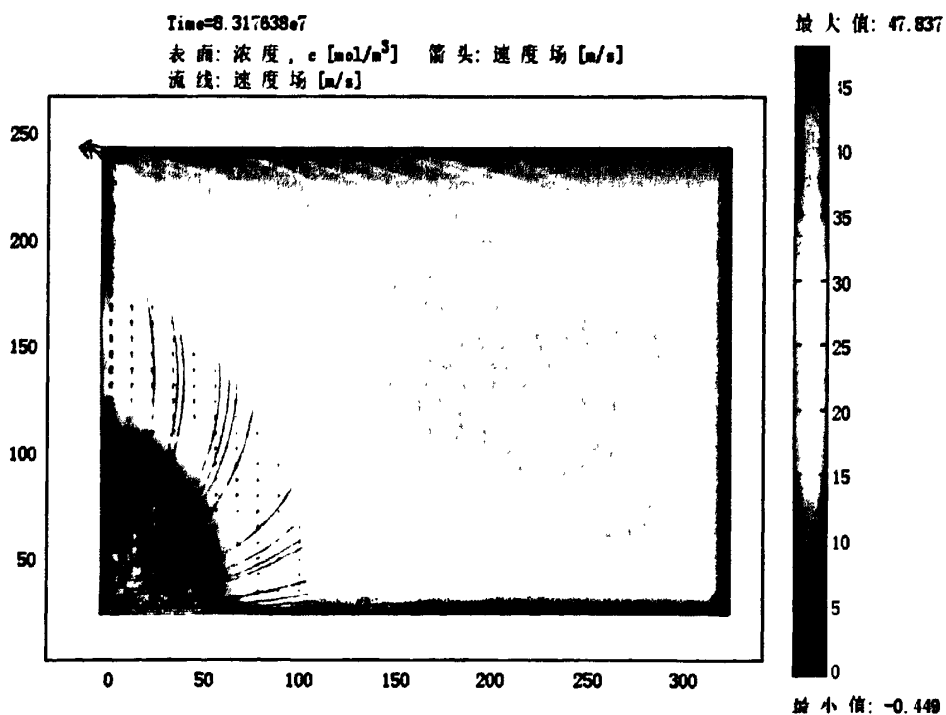


图 5.4 时间为 $8.3e7s$ 时采空区浓度场 (方案 1 模拟①)

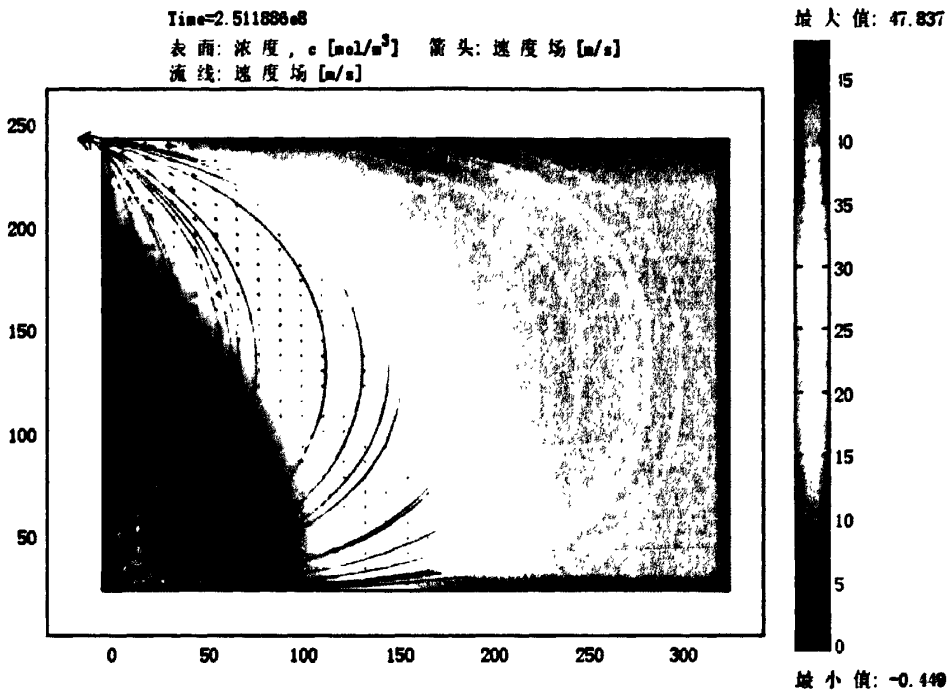


图 5.5 时间为 $2.5e8\text{s}$ 时采空区浓度场 (方案 1 模拟①)

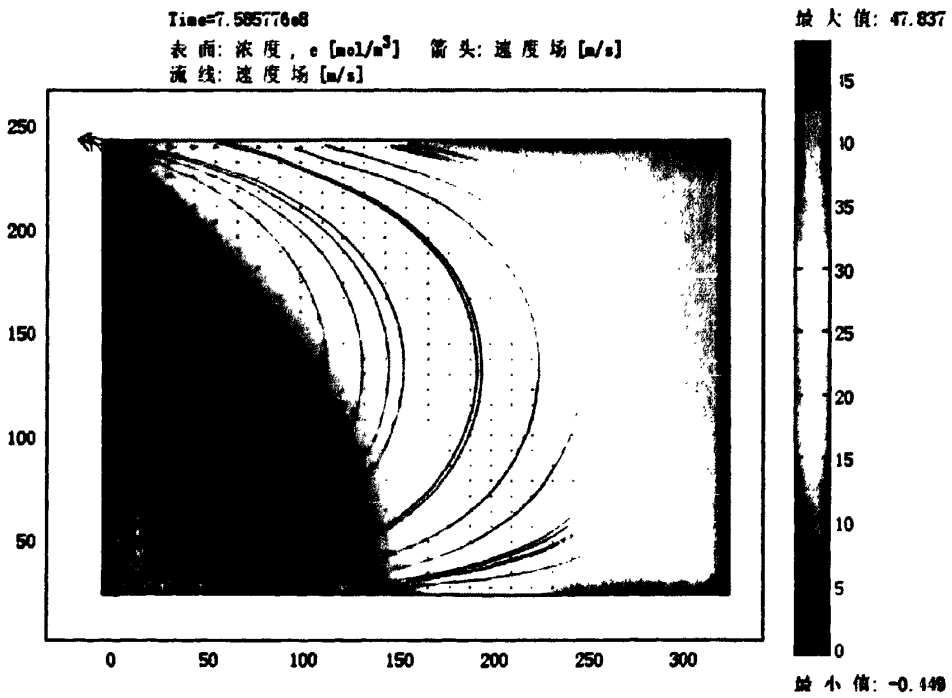


图 5.6 时间为 $7.9e8\text{s}$ 时采空区浓度场 (方案 1 模拟①)

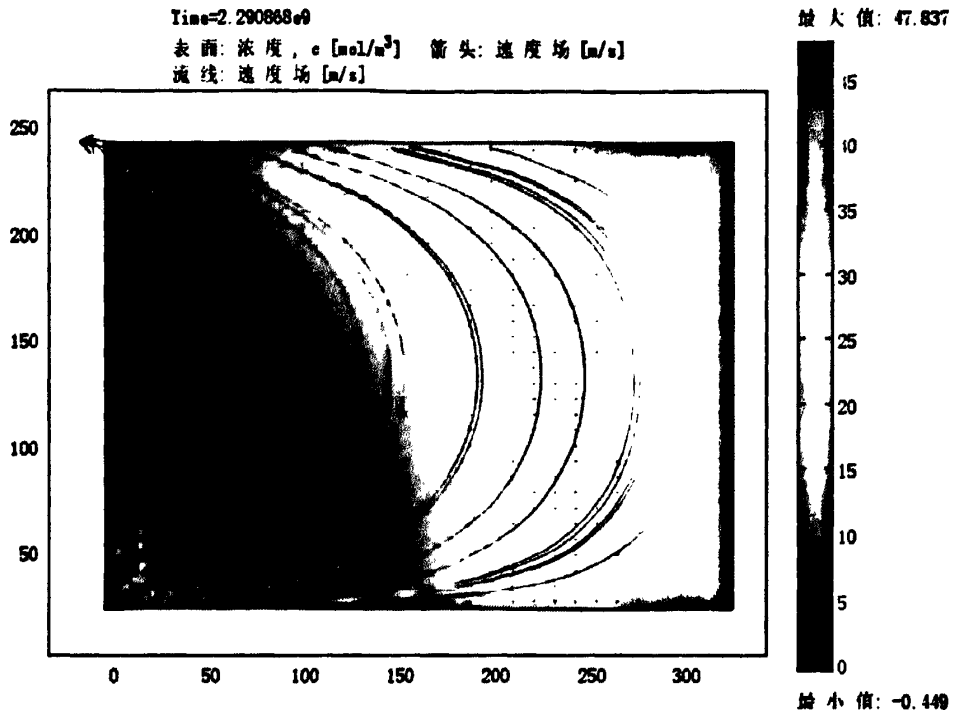


图 5.7 时间为 2.3e9s 时采空区浓度场 (方案 1 模拟①)

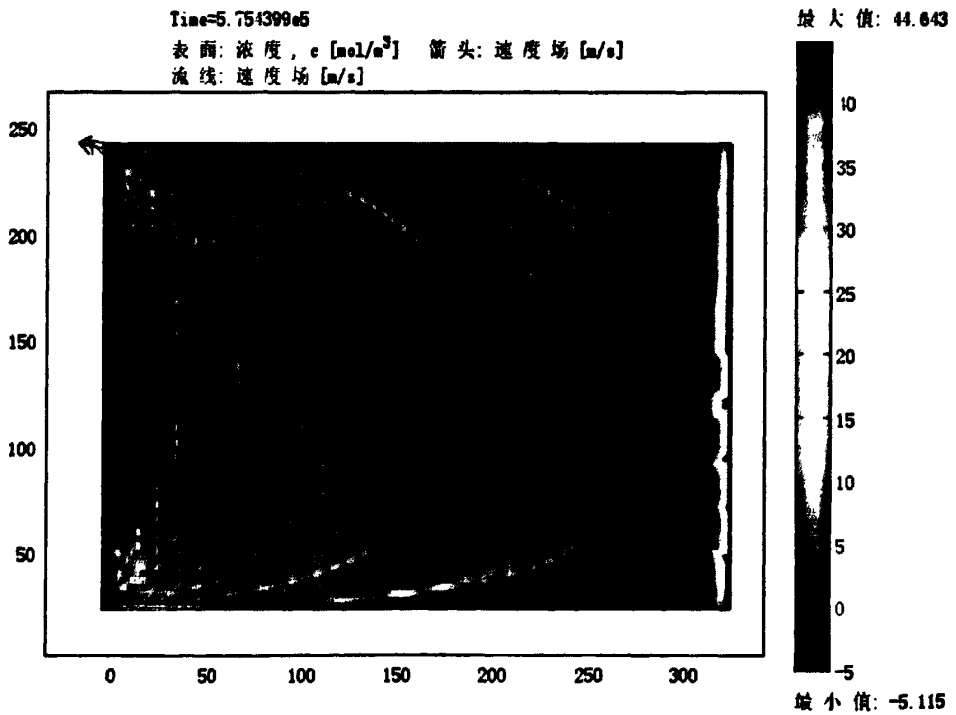


图 5.8 时间为 5.8e5s 时采空区浓度场 (方案 1 模拟②)

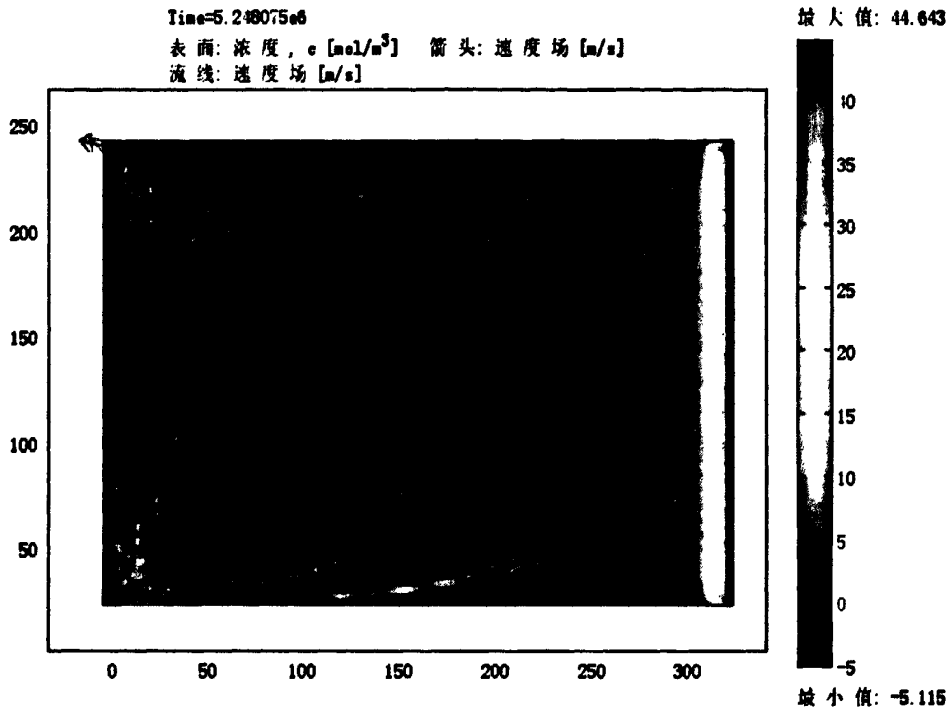


图 5.9 时间为 5.2e6s 时采空区浓度场 (方案 1 模拟②)

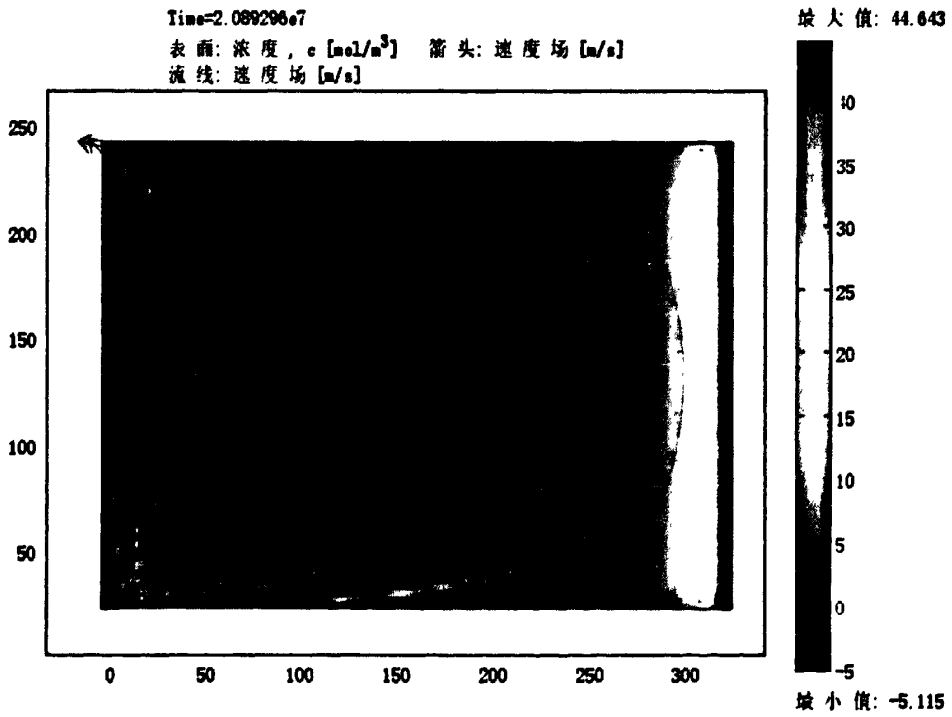


图 5.10 时间为 2.1e7s 时采空区浓度场 (方案 1 模拟②)

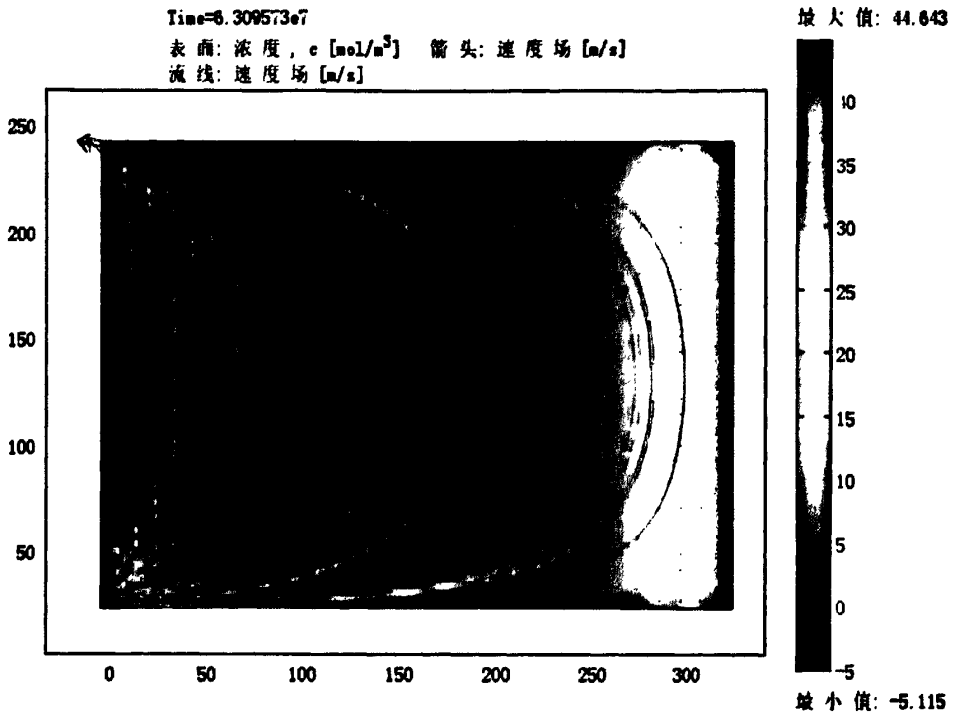


图 5.11 时间为 $6.3e7s$ 时采空区浓度场 (方案 1 模拟②)

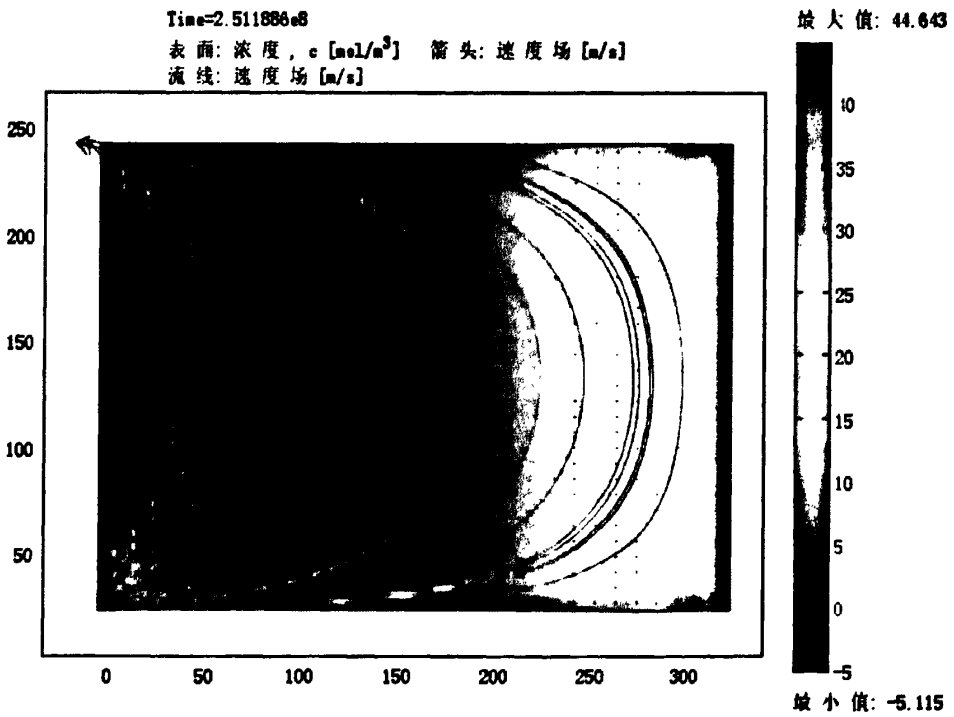


图 5.12 时间为 $2.5e8s$ 时采空区浓度场 (方案 1 模拟②)

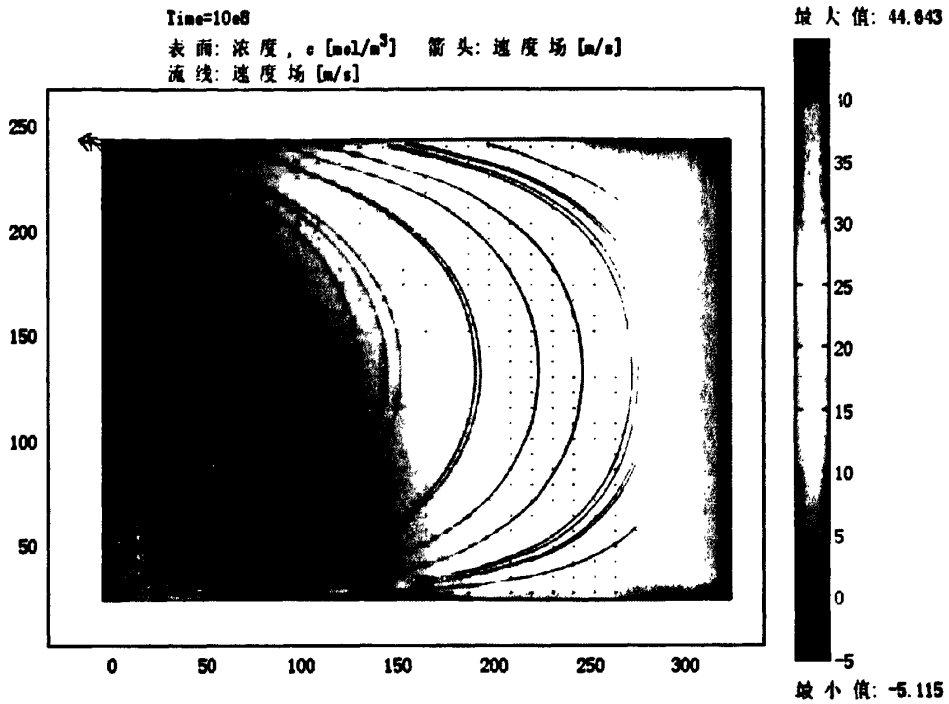


图 5.13 时间为 $1e9\text{s}$ 时采空区浓度场 (方案 1 模拟②)

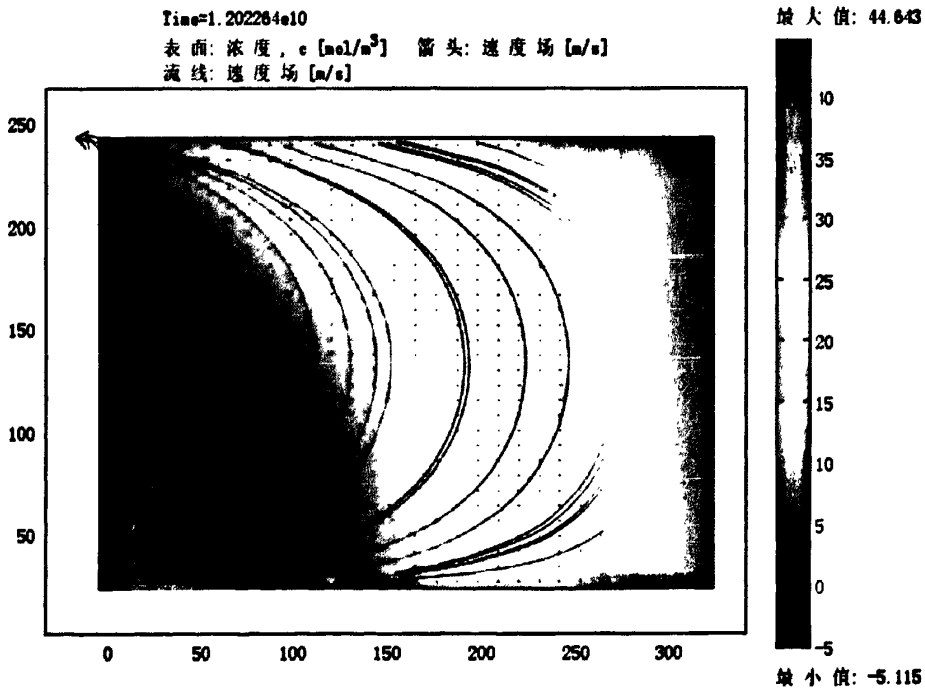


图 5.14 时间为 $1e10\text{s}$ 时采空区浓度场 (方案 1 模拟②)

模拟①采空区高瓦斯赋存条件下 ($44\text{mol}/\text{m}^3$), 通风过程对流驱散降低瓦斯浓度过程。图5.2~图5.7分别是当时间为: $1.3e6\text{s}$, $1.2e7\text{s}$, $8.3e7\text{s}$, $2.5e8\text{s}$, $7.9e8\text{s}$,

2.3e9s时采空区瓦斯浓度分布图,结果表明,在风压差100Pa条件下,由于采空区内有先一个大气压的存在,所以要花费一定时间(1.0e6s)才能开始驱散采空区内的瓦斯,瓦斯浓度从入风口处开始降低,随着时间发展,从入风口到出风口逐步形成扇形浓度降低区,直到1.0e10s趋于稳定。在工作面附近瓦斯浓度基本降低到0,在远离工作面的采空区瓦斯浓度依然很大。

模拟②分析通风过程中采空区低瓦斯赋存条件下(初始浓度 $1.0\text{mol}/\text{m}^3$)右侧有高瓦斯补给($44\text{mol}/\text{m}^3$)过程中瓦斯浓度分布瞬态规律。图5.8~图5.14分别是当时时间为:5.8e5s,5.2e6s,2.1e7s,6.3e7s,2.5e8s,1.0e9s,1.0e10s时采空区瓦斯浓度分布图,结果表明,采空区低瓦斯赋存条件下(初始浓度 $1.0\text{mol}/\text{m}^3$),右侧高瓦斯不断扩散补给,由于左侧的通风作用,右侧高瓦斯扩散范围只有40~50m左右,因为通风速度大于扩散速度,扩散到内部的纯瓦斯被风流通过出口带走。

5.3.2 方案2 模拟结果

该方案划分成5个非均质分区,对应方案2模拟结果,研究非均匀场的瓦斯扩散规律。图5.15~图5.20分别是方案2模拟对应时间采空区瓦斯浓度分布图,结果表明,由于靠近工作面附近的采空区透气系数较大,所以该区域瓦斯浓度降低速度和扩大范围明显大于方案1结果。同时,由于分区透气系数的不均匀性,从流线可见,流场在不同区域呈现非均匀性,实际上距离工作面不同区域,压实程度不用,透气系数差别较大,可见本模型能够反映这一实际情况。

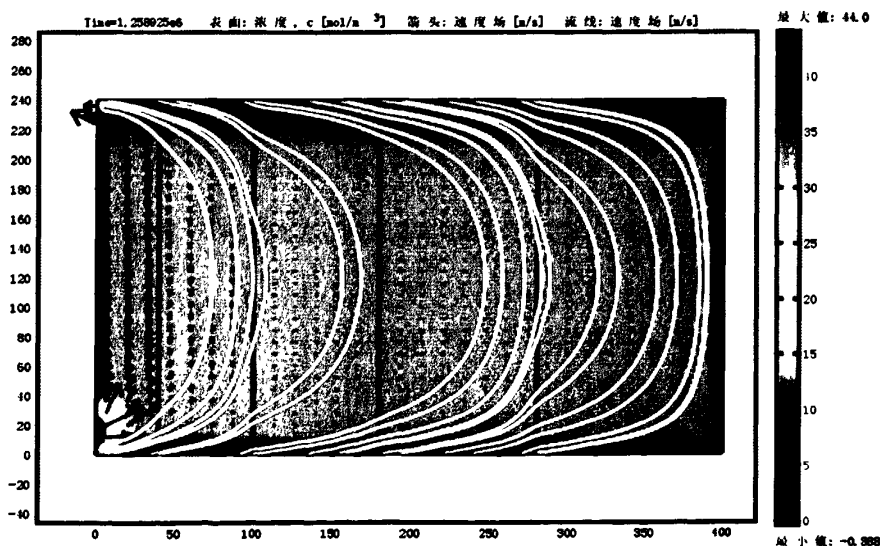


图5.15 时间为 $1.3e6$ s 时采空区浓度场 (方案2)

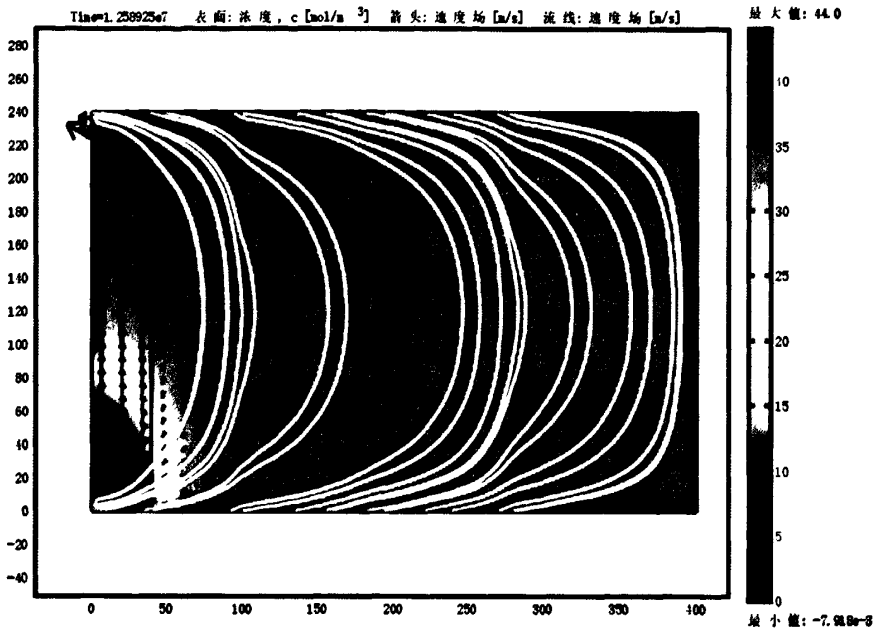


图5.16 时间为 1.2e7s 时采空区浓度场 (方案2)

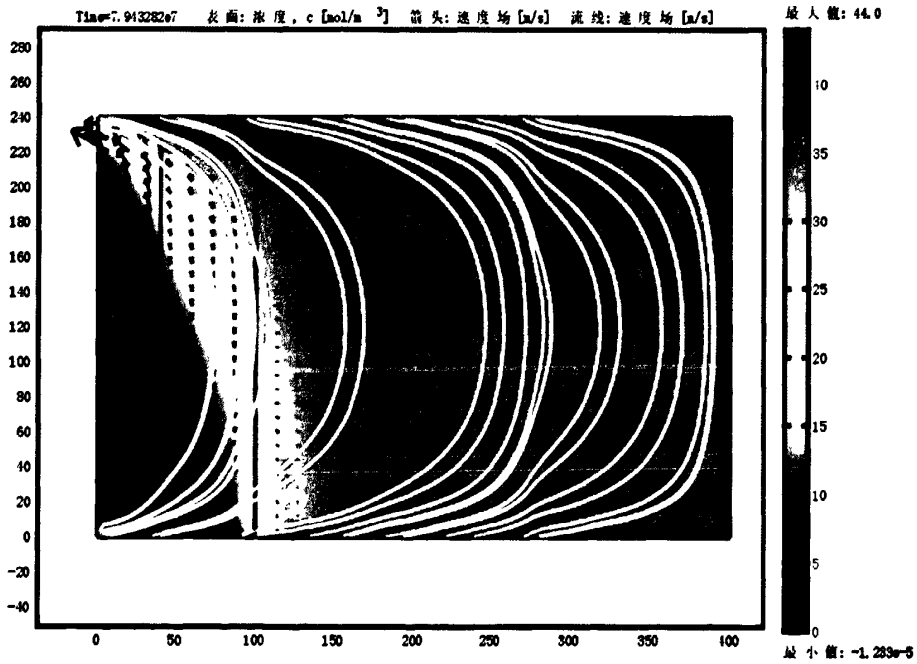


图5.17 时间为 8.0e7s 时采空区浓度场 (方案2)

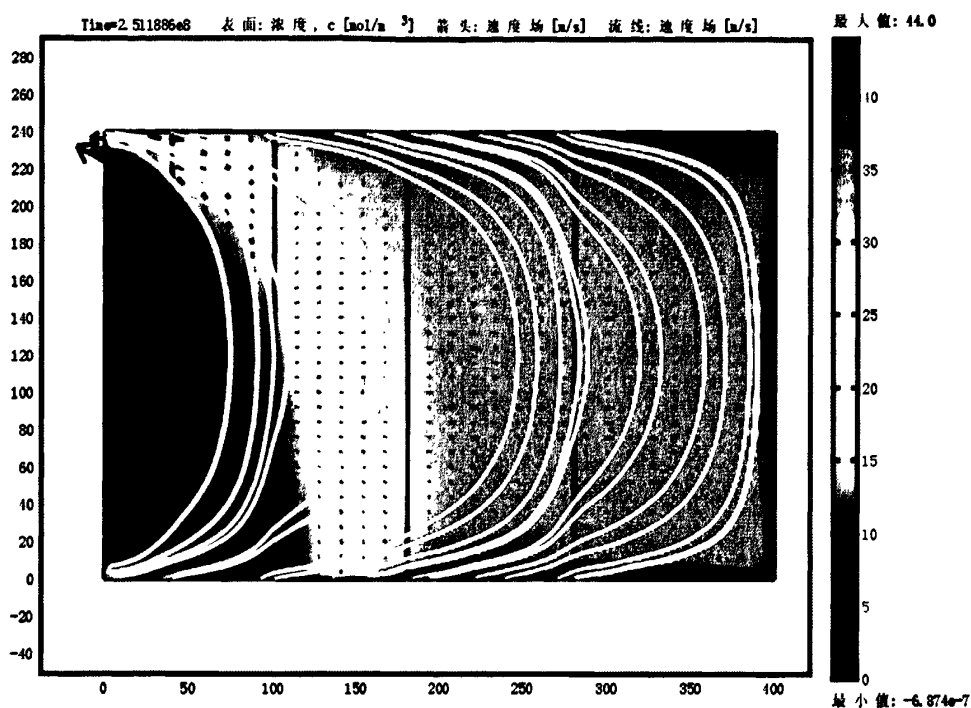


图5.18 时间为 $2.5e8$ s 时采空区浓度场 (方案2)

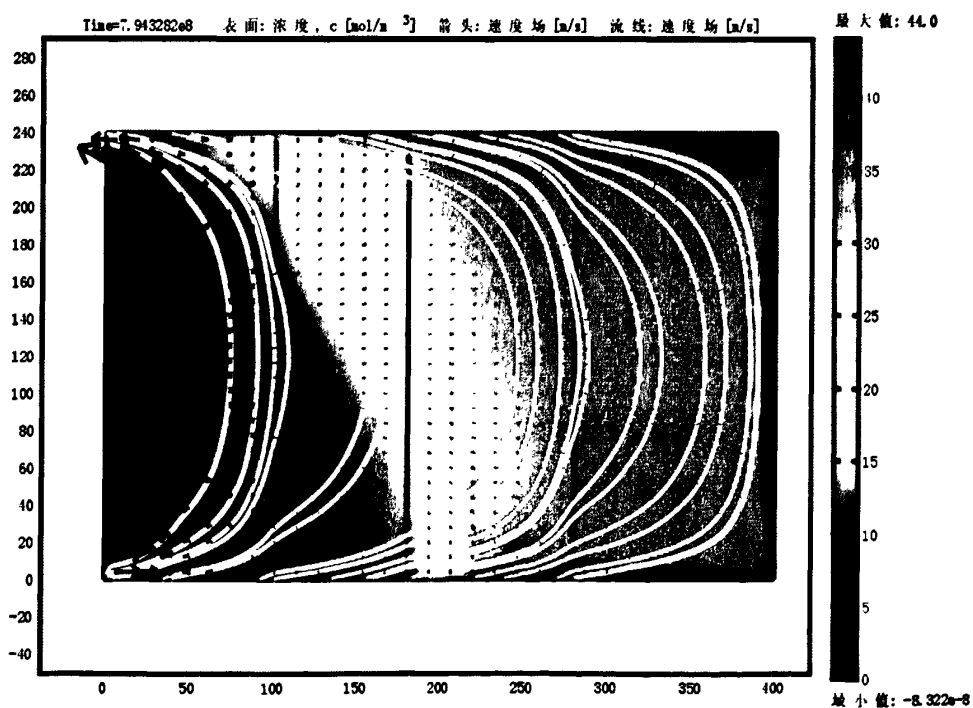


图5.19 时间为 $7.9e8$ s 时采空区浓度场 (方案2)

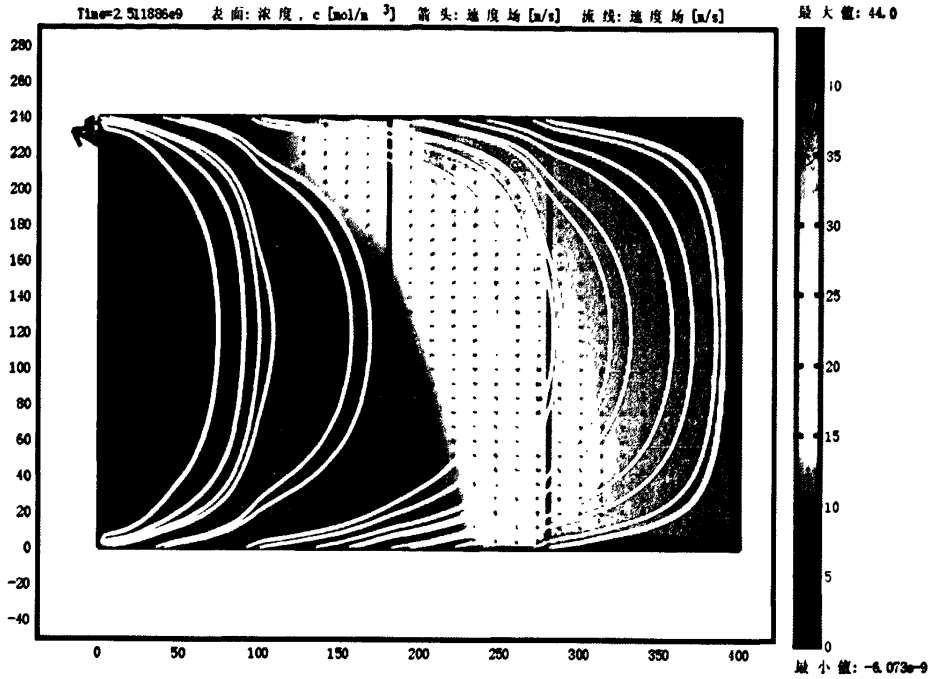


图5.20 时间为 2.5e10s 时采空区浓度场 (方案2)

研究表明, 本文提出的采空区瓦斯扩散——通风对流运移模型, 采用非 Darcy 型 Brinkman 方程计算风流场, 流场结果带入 Fick 扩散——对流方程计算浓度场扩散作用, 比较符合冒落区介质的流场特性, 比采用 N-S 模型和 Darcy 模型计算冒落区风流场, 更符合实际, 具有新颖性和先进性。

6. 结论

本文针对我国高产高效的工作面存在的主要问题,采取理论分析与实践紧密结合的方法,对采空区瓦斯分布和运移规律进行研究,建立了采空冒落空间瓦斯流动理论与数值计算方法,并对采空区进行数值模拟,初步研究了采空冒落区瓦斯运移规律。

本文得出的主要结论如下:

一、通过现场实际测定、考察和历史资料统计,得出综采工作面采空区瓦斯涌出及浓度分布规律。

1) 采空区瓦斯主要来源于上下邻近层、丢煤、未采分层、围岩及相邻已采区的老塘瓦斯涌出。

2) 采空区瓦斯涌出可以进行估算,有四种方法可以测算采空区瓦斯的涌出量,分别为分源预测法计算采空区瓦斯涌出量、老顶来压前后采面瓦斯涌出量变化法、作图法、采空区瓦斯抽放量换算法。

3) 采空区漏风是造成工作面上隅角瓦斯超限的主要原因,综采工作面采空区漏风尤其严重,携带大量瓦斯的漏风流在上隅角处汇合,上隅角处由于综采支架的存在,形成不良通风空间,由此形成局部瓦斯层状积聚,这是造成上隅角瓦斯浓度较高的直接原因。上隅角瓦斯治理是综采工作面瓦斯治理的重点。

4) 综采工作面采空区的瓦斯涌出受工序、采煤机位置及顶板垮落周期等影响存在不均衡性。

二、通过在淮南等矿区对影响综采面采空区瓦斯涌出的开采技术因素进行试验和考察,得出以下结论:

1) 工作面配风量的大小应合理,对于采空区瓦斯涌出量较大的工作面,供风量增加有可能引起漏风的增加,从而增加了上隅角的瓦斯涌出量,反而不利于瓦斯治理。

2) 综采工作面推进速度增大时,采空区的相对瓦斯涌出量减小,因此工作面保证较连续的生产,在保证经济效益同时,又有助于采空区的瓦斯治理。

3) 通风系统对采空区瓦斯涌出量大小、瓦斯涌出路径等都有较大的影响,对于采空区瓦斯涌出量较大的工作面,在通风系统设计时应考虑使其有利于采空区或

上隅角瓦斯治理。在条件允许的情况下，工作面采用下行通风，可以降低进、回两侧的压差，减小采空区漏风，有利于防止上隅角瓦斯积聚。

4) 在综采工作面采用均压技术，可以控制上隅角及采空区的瓦斯涌出，采用均压抽放，有利于提高采空区抽放瓦斯的效率。

三、根据采空冒落区瓦斯运移特点，建立瓦斯扩散—通风对流运移模型，并对采空冒落区瓦斯运移—通风对流运移动态过程进行数值模拟分析，得出以下研究成果：

1) 在淮南、晋城等矿区对不同采煤方法条件下的工作面采用定点定时取样的方法进行了采空区瓦斯浓度试验测定工作，取得了大量的试验数据，初步得出了采空区瓦斯浓度分布规律，为采空区瓦斯治理提供了理论依据。

2) 根据高强度快速推进条件下大空间采空冒落区瓦斯运移的特点，提出基于 Fick 扩散定律和 Brinkman 方程的瓦斯扩散-通风对流运移模型，综合考虑了流体压力梯度和动能作用，比较适合采空冒落区的风流运动和瓦斯对流扩散规律。通过数值求解，研究采煤工作面采空冒落区内瓦斯运移的作用机理。采用 FEMLAB 系统工具，研制开发了相应的软件，模拟研究采空冒落区瓦斯扩散-通风对流运移动态过程，初步研究了采空冒落区瓦斯运移规律。计算结果表明，本项目提出的模型兼顾流体压力梯度和风流动能作用的特点，科学合理，符合实际。

参考文献

- [1] 采空区瓦斯分布及运移规律研究, “973” 国家重点基础研究发展计划“采空区瓦斯分布及运移规律研究”子课题中期总结报告, 煤炭科学研究总院抚顺分院, 2007.8;
- [2] 采空区及局部积聚瓦斯安全抽排技术研究, 国家“十五”科技攻关课题报告, 煤炭科学研究总院抚顺分院、淮南煤业(集团)有限责任公司, 2004.3;
- [3] 采空区瓦斯抽放工艺与自控装置的研究, 国家“九五”科技攻关课题报告, 煤炭科学研究总院抚顺分院、平煤集团, 1999.12;
- [4] 高产高效工作面瓦斯涌出规律及装备的研究, 国家“九五”科技攻关课题报告, 煤炭科学研究总院抚顺分院、平煤集团, 1999.12;
- [5] 矿井瓦斯涌出量预测方法的研究, 国家“七五”科技攻关课题报告, 煤炭科学研究总院抚顺分院等, 1990.10;
- [6] 采空区瓦斯抽放技术研究, 国家“七五”科技攻关课题报告, 煤炭科学研究总院抚顺分院等, 1990.10;
- [7] 王兆丰, 邻近层瓦斯涌出量预测, 硕士学位论文, 煤炭科学研究总院抚顺分院, 1988;
- [8] 周世宁、林柏泉著, 煤层瓦斯赋存与流动理论, 北京: 煤炭工业出版社, 1999.2;
- [9] 李宗翔、王继仁、周西华, 高瓦斯矿井采空区瓦斯排放的数值模拟应用, 中国地质灾害与防治学报, 2003, 14(3), 71~75
- [10] 李宗翔、孙学强、贾进章, Y形通风采空区自燃与有害气体排放的数值模拟, 安全与环境学报, 2005, 5(6), 108~112;
- [11] 王凯、俞启香、杨胜强、张仁贵, 脉冲通风条件下上隅角瓦斯运移数值模拟与试验研究, 煤炭学报, 2000, 25(4), 391-396;
- [12] 林柏泉、周世宁、张仁贵, U形通风工作面采空区上隅角瓦斯治理技术, 煤炭学报, 1997, 22(5), 509~513;
- [13] 李树刚、钱鸣高, 综放采空区冒落特征及瓦斯流态[J], 矿山压力与顶板管理, 1997, (3/4), 76~78;
- [14] 刘卫群、缪协兴, 综放开采J型通风采空区渗流场数值分析, 岩石力学与工程

- 学报, 2006, 25(6), 1152~1158;
- [15] 刘卫群, 破碎岩体的渗流理论及其应用研究, 博士学位论文, 徐州: 中国矿业大学, 2002.4;
- [16] 杨天鸿、徐涛、刘建新等, 应力-损伤-渗流耦合模型及在深部煤层瓦斯卸压实践中的应用, 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16), 2900-2905;
- [17] 缪协兴、陈占清、茅献彪、陈荣华, 峰后岩石非 Darcy 渗流的分岔行为研究, 力学学报, 35(6), 660-667;
- [18] 孔祥言. 高等渗流力学, 合肥: 中国科学技术大学出版社, 1999;
- [19] 李宗翔, 回采采区上隅角瓦斯抽放的参数模拟与参数确定, 矿业安全与环保, 2002(1): 15~16;
- [20] 李德洋、吕庆刚, 高产高效工作面瓦斯涌出规律及防治方法, 矿业安全与环保, 1999(3): 32~33;
- [21] 煤炭工业科技“十五”与 2015 年的发展意见, 中国煤炭工业网;
- [22] 王显政, 以防治瓦斯灾害为重点, 开创煤矿安全生产新局面, 2002.8;
- [23] 张兴华, 利用对放旋风机治理高产工作面上隅角瓦斯, 煤矿安全, 1998(7): 8~9;
- [24] 李守国, 采空区瓦斯涌出运移分布规律分析, 煤矿安全, 2006(11): 21~22;
- [25] 张兴华, 高产高效工作面瓦斯涌出量预测方法及其应用, 煤矿安全, 2001(4): 35~36;
- [26] 王富厚、李守国、高坤等, 煤矿采空区瓦斯涌出特征及处理研究, 矿业快报, 2008(9): 62~64;
- [27] 张兴华, 多巷布置的高产工作面通风系统优化设计, 煤矿安全, 2003(10): 7~8;
- [28] 张从力等, 上隅角瓦斯分布规律与自动引排技术研究, 矿业安全与环保, 2000(2): 9~10;
- [29] 刘卫群、缪协兴、陈占清, 破碎岩石渗透性的试验测定方法, 实验力学, 2003, 18(1): 56~61;
- [30] 王佑安主编, 煤矿安全手册(第二篇矿井瓦斯防治), 北京: 煤炭工业出版社, 1994;

- [31] 黄伯轩, 采场通风与防火, 北京: 煤炭工业出版社, 1992;
- [32] 于不凡, 王佑安, 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;
- [33] 章梦涛, 采场空气风流流动状况有限元分析, 煤炭学报, 1983.3;
- [34] 梁栋、黄元平, 矿井大气中瓦斯迁移过程的理论研究, 阜新矿业学报, 1995.3;
- [35] 周长春, 煤矿井下工作环境中瓦斯变化规律的研究, 煤炭学报, 1995;
- [36] 章梦涛, 采场大气中沼气运移过程的数值模拟, 煤炭学报, 1987.3;
- [37] 施式亮等, 采空区漏风量与分布的计算机模拟研究, 煤炭学报, 1998.1;
- [38] 梁栋, 采空区瓦斯浓度分布规律的试验研究, 煤炭科学技术, 1992 (3): 15~17;
- [39] 梁栋, 矿内瓦斯运移规律及其应用, 博士论文, 1996;
- [40] 梁栋、王继仁等, 采动空间瓦斯流动规律及其分布规律研究, 煤炭基金项目, 1997;
- [41] 李翼祺等编, 流体力学基础, 北京: 科学出版社, 1982;
- [42] 李宗翔、孙广义、王洪德, 均压法治理采空区上隅角瓦斯的数值模拟研究 [J]. 湘潭矿业学院学报, 2002 (3): 9~12;
- [43] 李铁良, 采煤工作面上隅角瓦斯处理方法的探讨, 煤矿安全, 1996.4;
- [44] 李宗翔, 回采采区上隅角瓦斯抽放的参数模拟与参数确定, 矿业安全与环保, 2002.1;
- [45] 姜文忠, 义城煤矿采空区瓦斯浓度分布规律, 煤矿安全, 1992.11;
- [46] 撒占友, 戊-21191 综采工作面采空区及下隅角瓦斯分布规律研究, 煤矿安全, 2001.10;
- [47] 林柏泉、张建国, 矿井瓦斯抽放理论与技术, 中国矿业大学出版社, 1996;
- [48] 张铁岗, 矿井瓦斯综合治理技术, 煤炭工业出版社, 2001;
- [49] Choi E, Chakma A, Nandakumar K, Bifurcation study of natural convection in porous media with internal heat sources: The non-Darcy effects. International Journal of Heat and Mass Transfer, 1998, 41(2): 383-39;
- [50] Panthulu TV, Krishnaiah C and Shirke JM. Detection of seepage paths in earth dams using self-potential and electrical resistivity methods. Engineering Geology, 2001, 59: 281~295.

致 谢

本文是在导师王魁军研究员的悉心指导下完成的，从论文的选题到最终定稿，导师倾注了大量的心血和辛勤的汗水。导师渊博的知识、严谨的治学风格、孜孜不倦的钻研精神、宽厚待人的高尚品质和正直的为人处世作风都使我受益匪浅，督促我不断充实与完善。在此，谨向导师致以崇高的敬意和衷心的感谢！

感谢煤科总院抚顺分院科技发展部主任霍中刚、国家重点实验室副主任高坤、瓦斯所所长姜文忠、办公室主任王路军以及项目组成员在学习、工作上给予的大力支持和帮助！

衷心感谢在百忙之中评阅本文的专家、教授，由于作者水平有限，文中定有许多错误和不妥之处，热切期望得到您的指教！

在论文撰写过程中，作者引用和参考了大量的文献，在此向各参考文献的作者表示感谢！

