

摘 要

本设计包括三个部分：一般部分、专题部分和翻译部分。

一般部分为新景矿 2.4 Mt/a 新井设计。一般部分共包括 10 章：1、矿区概述及井田地 质特征；2、井田境界与储量；3、矿井工作制度、设计生产能力及服务年限；4、井田开拓；5、准备方式——带区巷道布置；6、采煤方法；7、井下运输；8、矿井提升；9、矿井通风及安全；10、设计矿井基本技术经济指标。

新景矿地处沁水煤田阳泉矿区西部，交通极为便利。井田形状不规则，东西长约 11.8 km，南北宽约 8.6 km，面积为 55.33 km²。主采煤层为 15#煤，煤层倾角平均 5°，15#煤煤厚约 5.3 m。井田地质条件较为简单。

井田工业储量为 381.15 Mt，可采储量为 252.22 Mt。矿井设计生产能力为 2.4 Mt/a。矿井服务年限为 70 a。井田正常涌水量为 15.25 m³/h。井田内相对瓦斯涌出量为 12 m³/t，绝对瓦斯涌出量为 113 m³/min，属高瓦斯矿井。矿井煤尘无爆炸危险性且不自燃。

矿井采用双立井两水平立井直接延伸开拓。全矿采用胶带输送机运煤，辅助运输为防爆型无轨胶轮车。矿井通风方式前期为中央并列式，后期为两翼对角式。

针对北七带区采用了带区准备方式，并进行了通风、运煤、运料、排水、排矸、供电系统设计。针对 15701 工作面进行了采煤工艺设计。矿井年工作日为 276 d，工作制度为“四六”制，工作面采用综采一次采全高采煤法。

专题部分题目是新景矿处理周边老空区技术研究。

翻译部分主要内容是基于遗传工程模型模拟污染矿山地球化学传播形式，其英文题目为：Use of Genetic Programming Based Surrogate Models to Simulate Complex Geochemical Transport Processes in Contaminated Mine Sites。

关键词：新景矿；立井单水平；带区布置；无轨胶轮车；老空区处理；



全套图纸，加 153893706

ABSTRACT

This design includes three parts: the general part, the special subject part and the translation part.

The general part is about a brand new design for Xinjing mine of 2.4 Mt/a. This design includes ten chapters: 1. An outline of the mine field geology; 2. Boundary and the reserves of mine; 3. The service life and working system of mine; 4. Development engineering of coalfield; 5. The roadway layout of strip district; 6. The method used in coal mining; 7. Underground transportation of the mine; 8. The lifting of the mine; 9. The ventilation and the safety operation of the mine; 10. The basic economic and technical norms of the designed mine.

Xinjing mine is located in the west of Yangquan Mine area, Qinshui coalfield. The shape of the minefield is irregular. The length of the Minefield is about 11.8 km, the width is about 8.6 km, and the total area is 55.33 km². The 15[#] is the main coal seam with average dip of 5°. The average thickness of the coal is 5.3 m in 15[#]. The geologic structure of this Minefield is simple.

The industrial reserves of the minefield are 381.15 million tons, and the minable reserves are 252.22 million tons. The designed productive capacity is 4.0 million tons per year. The service life of the mine is 70 years and the service life. The normal flow of the mine is 15.25 m³ per hour. The relative mine gas gush is 12 m³/t and the absolute gush is 113 m³/min, so it is a high gas mine. The coal dust of the mine has non-explosion hazard and the coal seam is spontaneous combustion.

The mine is a vertical shaft development with two mining levels and direct extension shaft. The central laneway uses belt conveyor to transit coal, and the explosion-proof trackless rubber tyred vehicle are used for accessorial transportation in the roadway. The ventilation type in the early stage is centralized juxtapose and in the late stage is the diagonal form of the two wings.

The design applies strip district preparation to the first band of South Two and conducted coal conveyance, ventilation, gangue conveyance and electricity designing. The design conducted coal mining technology design against the 15701 face. Mine for 276 day years working, The “four-six” working system is used in the mine. The working face applies fully mechanized full-height coal mining method.

Translation part is about around the Xinjing mine goaf water technology.

Its English title is “Use of Genetic Programming Based Surrogate Models to Simulate Complex Geochemical Transport Processes in Contaminated Mine Sites.”

Keywords: Xinjing mine; Shaft with a single level; The layout of mining area; trackless rubber-tyred locomotive; Old empty area treatment;

目 录

一般部分

1 矿区概述及井田地质特征.....	1
1.1 矿区概述.....	1
1.2 井田地质特征.....	2
1.3 煤层特征.....	10
2 井田境界和储量.....	14
2.1 井田境界.....	14
2.2 矿井工业储量.....	15
2.3 矿井可采储量.....	18
3 矿井工作制度、设计生产能力及服务年限.....	22
3.1 矿井工作制度.....	22
3.2 矿井设计生产能力及服务年限.....	22
4 井田开拓.....	24
4.1 井田开拓的基本问题.....	24
4.2 确定矿井开拓延伸及开拓布置方案.....	28
4.3 矿井基本巷道.....	错误！未定义书签。
5 准备方式——带区巷道布置.....	错误！未定义书签。
5.1 煤层地质特征.....	错误！未定义书签。
5.2 带区巷道布置及生产系统.....	错误！未定义书签。
5.3 带区车场选型设计.....	错误！未定义书签。
6 采煤方法.....	错误！未定义书签。
6.1 采煤工艺方式.....	错误！未定义书签。
6.2 回采巷道布置.....	错误！未定义书签。
7 井下运输.....	错误！未定义书签。
7.1 概述.....	错误！未定义书签。
7.2 带区运输设备选择.....	错误！未定义书签。
7.3 大巷运输设备选型.....	错误！未定义书签。
8 矿井提升.....	错误！未定义书签。
8.1 矿井提升概述.....	错误！未定义书签。
8.2 主副井提升.....	错误！未定义书签。
9 矿井通风及安全.....	错误！未定义书签。
9.1 矿井地质、开拓、开采概况.....	错误！未定义书签。
9.2 矿井通风系统的确定.....	错误！未定义书签。
9.3 矿井风量计算.....	错误！未定义书签。
9.4 矿井风量分配.....	错误！未定义书签。
9.5 矿井通风阻力计算.....	错误！未定义书签。
9.6 选择矿井通风设备.....	错误！未定义书签。

9.7 安全灾害的防治措施.....	错误！未定义书签。
10 设计矿井基本技术经济指标.....	35
参考文献.....	36
专题部分	
新景矿处理周边老空区技术研究.....	112
0 引言.....	112
1 老空区瓦斯治理现状.....	113
1.1 国外老空区瓦斯抽采技术现状.....	113
1.2 国内老空区瓦斯抽采技术现状.....	113
1.3 数值模拟分析数值解算的方法.....	114
2 新景矿周边老空区情况.....	115
2.1 新景矿简介.....	115
2.2 新景矿周边矿井情况.....	116
3 老空区处理方法.....	117
3.1 老空区瓦斯抽采原理和影响因素.....	117
3.2 老空区探测方法.....	119
3.3 老空区瓦斯处理方法.....	124
3.4 老空区综合治理.....	128
4 结论.....	131
参考文献.....	132
翻译部分	
英文原文.....	133
中文译文.....	147

一 般 部 分

1 矿区概述及井田地质特征

1.1 矿区概述

1.1.1 矿区地理位置

阳泉矿区位于太行山脉的中断西麓，为西北高而东南低的中低山岭地貌。山西新景矿井田位于山西省阳泉市境内，阳泉市区西部，距阳泉市中心 11 公里。地理坐标：东经 $113^{\circ}21'10''$ — $113^{\circ}31'17''$ ，北纬 $37^{\circ}51'07''$ — $37^{\circ}56'31''$ 。

阳煤一矿与井田北部相邻，阳煤三矿与井田东部相邻，保安矿与井田西南部相邻，七元矿与井田西部相邻，阳煤二矿与井田东南部隔河相望；阳泉郊区马家坡煤矿（已关闭）位于井田东北部，阳泉郊区坡头及神堂煤矿位于井田东部，阳泉郊区旧街煤矿位于井田南部。本矿区交通便利、发达。铁路方面，往西有石太线沿桃河南岸横空整个矿区直达太原，与南北同浦线接轨。往东至石家庄，与京汉、石德线接轨。矿内有专用铁路线，经石卜咀编组站在阳泉与石太线接轨。公路方面，往西有阳太公路、沿桃河北岸横空整个矿区直至太原。往东有阳石公路、直通石家庄。往北入南均有公路直通各个城镇，矿区交通位置图如图 1-1 所示。



图 1-1 阳泉新景矿交通位置图

1.1.2 地形地貌

井田位于太行山北段西侧的刘备山的南麓低中山区。井田地形复杂，沟谷纵横。矿区内地势为西北高、东部及南部低，最高点为井田担山，海拔+1372.6 m，最低点为东南部的桃河河谷，海拔+750.1 m，最大相对高差 622.5 m。

1.1.3 矿区气候条件

本区属于温暖带的大陆性气候，是山西省较温暖的地区之一，根据阳泉市多年来的气象观测资料，基本情况如下：

(1) 降水量

历年平均为 590 毫米，最大为 886.4 毫米，发生于 1983 年；最小为 290.4 毫米，发生

于 1972 年。降水多集中在每年的七、八、九三个月内，占全年总降水量的 74—91%。1966 年的 8 月 23 日降水量高达 261.5 毫米，为本区最大的降水日。

(2) 蒸发量

全年平均为 1885.9 毫米，最大可达 2381.9 毫米，最小为 1319.1 毫米。蒸发量大于降水量的 2—3 倍，属于大陆性的半干旱气候。

(3) 气温

年平均气温为 10.7℃，一月份最低平均为 -4℃，极端最低气温为 -19.1℃，七月份最高平均气温为 24.3℃，极端最高气温为 40.20℃。

(4) 风速风向

春冬季节多西北风，夏季多东南风，秋季多西风。风速最大 4—17m/S，有时偶尔高达 24 m/S。

(5) 其它

历年平均绝对湿度为 8.9 mbar，最高可达 23.3 mbar，最低为 1 mbar。每年的 11 月地面开始上冻，翌年的 3 月开始解冻，最大冻土深度可达 600 mm。

(6) 地震

根据山西省地震局 (84) 111 号文件通知，本区属于 VI 级烈度地震区。度区，设计基本地震动峰值加速度为 0.10 g。

1.1.4 矿区水文情况

由于长期地壳的上升，侵蚀基准面的下降，切割剧烈，基岩裸露，沟谷纵横，给地下水的排泄和地表水的径流，创造了良好的条件，区内最高点，是矿区南部平定县西部的刁乌愣山，海拔标高为 +1495m，最低点为东部的桃河河谷，海拔标高为 +600，相对高差，平均为 200~300 米。井田属海河流域滹沱河水系桃河支流，桃河是区内最大的河流，发源于西部的寿阳高原的落摩寺和界石一带，由西向东流经本区南部，流域面积为 490 km²，全长 76 km，河床坡度平均 1%。根据阳泉市水文资料，流量平均为 0.33 m³/s，夏秋季节，一般较大，达 2~8 m³/s。

1.2 井田地质特征

1.2.1 井田地质勘探程度

本井田勘探历史悠久，正规的地质勘探始于 1952 年，现将叙述如下：

(1) 1952 年地质部 222 队在本区进行了 15 km² 的地形地质测量工作，首次划分了本区的地质时代。在此基础上，阳泉矿务局 1952 年~1953 年对本区进行了详查地质勘探，施工钻孔 11 个，进尺 3185.89 m，1954 年提交《三矿井田改扩建地质报告》，1955 年 7 月通过全国储委批准。

(2) 1955 年~1962 年由山西省煤炭工业管理局地质勘探局 119 队在本区进行地形地质测量工作，并进行钻探施工，1956 年 6 月提交《三矿井田补充勘探精查地质报告》，同年 7 月经华北煤田地质勘探局批准。

(3) 1963 年 3 月，阳泉矿务局地测处对本区的局部可采煤层进行补充勘探，并提交了《三矿井田局部可采煤层补充勘探报告》，经省煤管局批准。

(4) 1960 年~1962 年, 由 119 队在本区西部进行扩区勘探, 先后共施工 68 个钻孔, 总进尺 26061.01 m, 地形地质测量 4615 km², 其中扩区 24 km² (一号井扩区 9 km², 二号井扩区 15 km²)。于 1963 年 7 月提交《三矿井田扩大区最终地质报告》, 于同年 7 月经山西省煤管局地质勘探局批准。

(5) 1977 年, 由山西省煤管局煤田地质勘探公司 148 队, 对本区再次进行扩区勘探, 勘探范围总面积 69.4 km², 包括东部的部分生产区 13.38 km², 西部的扩区面积 56.02 km²。共施工钻孔 86 个, 总进尺 51015.10 m。于 1979 年 10 月提交《三矿井田扩大区 (旧街) 精查地质报告》, 于同年 12 月经山西省煤管局“第 7905 号”文批准。

本矿井地质勘探是在原精查地质勘探和 1962 年局部可采煤层补充勘探的基础上, 根据生产设计的要求, 为进一步查明局部可采煤层的可采范围, 影响生产和安全的地质构造和一些特殊地质现象, 以及水文地质情况等。在历次资源勘探和补充勘探中总施工钻孔 180 个, 进尺 84340.69 m。在生产地质补充勘探中, 总施工钻孔 138 个, 进尺 27290.96 m。

本区除精查勘探中所施工的钻孔外, 在矿井地质勘探中总共施工钻孔 136 个, 总进尺 27290.96 m, 其中井下钻孔 70 个, 进尺 4120.07 m。

1.2.2 井田地层

井田位于沁水煤田阳泉矿区西部, 地势较高, 切割较深, 沟谷纵横, 基岩裸露。根据地表的出露和井下巷道及钻孔揭露的地质资料, 将井田内地层由老至新叙述如下:

(1) 奥陶系 (O)

①中统下马家沟组 (O_{2x})

该组主要以灰岩为主, 水-1 号钻孔揭露厚度为 287.75m。

②中统上马家沟组 (O_{2s})

顶部为膏溶质灰岩, 含有粘土质矿物与方解石成分; 中上部为深灰色灰岩, 含有粘土质矿物与方解石成分; 下部为膏溶质灰岩与角砾状灰岩。本组地层厚度平均 214m。

③中统峰峰组 (O_{2f})

上部主要为深灰色厚层泥晶石灰岩, 含方解石脉及黄铁矿结核; 下部主要为深灰色角砾状泥质灰岩和角岩状石灰岩, 夹三层灰色硬石膏及三层铝质泥岩和石膏组成的角砾岩。本组地层厚度 220.00-260.00m, 平均 240.00m。

(2) 石炭系 (C)

①中统本溪组 (C_{2b})

平行不整合覆盖于奥陶系中统峰峰组之上, 主要由灰色、黑灰色泥岩、砂质泥岩与砂岩及石灰岩组成, 中夹 1-2 层薄煤线。底部黄铁矿呈星散状、结晶状散布于铝质泥岩中, 厚 1m 左右, 其上为深灰色铝土矿或铝质泥岩, 厚 5m 左右。含石灰岩 1-3 层, 底部一层石灰岩最为稳定, 厚 3-7m, 有时夹燧石层。本组地层含铁铝质较高, 砂岩颗粒分选、磨圆较好, 充分显示了海陆交互相而以过渡相为主的沉积环境。本组地层厚度 41.00-46.80m, 平均 45.10m。

②上统太原组 (C_{3t})

连续沉积于下伏本溪组地层之上, 为一套具明显沉积旋回的海陆交互相含煤建造, 为井田主要含煤地层之一, 在井田内未出露。岩性为深灰—灰黑色砂质泥岩、泥岩、粉砂岩,

灰色粗、中、细粒砂岩，三层深灰色石灰岩及 7-10 层煤层。所含煤层中 15 号煤层属稳定可采煤层，其余煤层为较稳定大部可采、不稳定局部可采及不可采煤层。本组地层厚度 95.54-150.86m，平均 120.88m。

(3) 二叠系 (P)

①下统山西组 (P_{1s})

整合覆盖于太原组地层之上，为三角洲平原环境下沉积，主要由黑色砂质泥岩、泥岩、灰白色中—粗粒砂岩组成，也为本井田的主要含煤地层之一。在井田东部的一些沟谷内有出露。含煤 4—8 层，其中含稳定可采煤层 1 层（3 号煤层），不稳定局部可采 1 层（6 号煤层）。本组地层厚度 45.10-72.00m，平均 56.80m。

②下统下石盒子组 (P_{1x})

出露于本区东部，连续沉积于山西组地层之上，根据岩性和特征，大致可分为两段。

(a) 下段 (P_{1x}^1)：底部为一层灰白色中粒砂岩 (K_8)，胶结坚硬。有时相变为粉砂岩或砂质泥岩，厚度平均 5—8m。全层段主要由黑色泥岩、灰黑色砂质泥岩与灰白色砂岩组成，夹有 1—2 层鲕状、鳞片状粘土泥岩及菱铁矿结核，并含 2—3 层薄煤。本段由于地表风化后砂岩及砂质泥岩呈浅灰绿色。本段地层厚度 49.25—60.48m，平均 56.81m。

(b) 上段 (P_{1x}^2)：底部为一层灰白色中粗粒砂岩 (K_9)，其特点是泥质胶结，疏松易风化，厚度较大，一般在 10m 左右。其上为灰色砂质泥岩及灰绿色细—粗粒砂岩，风化后呈黄色。再上是灰白色中—粗粒砂岩及 2—3 层灰绿色砂质泥岩，砂岩中含砾石，局部为细砾岩。顶部为一层灰绿色含紫斑的鲕粒铝质泥岩（俗称桃花泥岩），一般厚度 3m 左右，是上、下石盒子组的分界标志层。本段地层厚度 75.65—110.00m，平均 91.73m。

③上统上石盒子组 (P_{2s})

大面积出露于本区，总厚度为 353m 左右，连续沉积于下石盒子地层之上。根据其岩性特征，由下往上可分为三段。

(a) 下段 (P_{2s}^1)：底部为一层灰白色中—细粒砂岩 (K_{10})，厚度 4.00—7.50m，平均 6.10m，其上由黄红色、灰绿色砂质泥岩、泥岩及细砂岩组成，泥岩中含有大量紫斑。本段地层厚度 68.61—80.23m，平均 75.00m。

(b) 中段 (P_{2s}^2)：本段主要为黄色、紫色、黄褐色的砂质泥岩与红绿色的砂质泥岩组成。上部为紫色与黄褐色，下部为黄色、黄绿色，含透镜状砂岩，变化大，连续性差。底部为一层灰绿色的中—粗粒砂岩 (K_{11})，亦称中间砂岩，厚度一般为 10m 左右成分以石英为主，胶结较好，但分选性差。该层层位稳定，地表出露标志明显，是本段的良好标志。本层砂岩由于胶结性好，耐风化，在地表常形成陡崖，同时含水性较好，在一些向斜构造部位，常形成下降泉。砂岩的顶面，常分布一层不稳定的锰铁矿。本段地层厚度 85.00—104.00m，平均 98.00m。

(c) 上段 (P_{2s}^3)：本段出露于西部较高的山顶部位，主要由紫色、暗黄色的泥质岩和砂质泥岩及灰白色、黄绿色和紫色的砂砾岩组成，并含少量铁矿。在本段的底部是一层巨厚的灰白色砂砾岩 (K_{12})，称狮脑峰砂岩，厚 40—50m。该层砂砾岩为硅质胶结，砾石为石英、蛋白石和燧石，粒度不等，最大可达 2—3m。由于硅质胶结，岩石坚硬，耐蚀力强，常呈断崖陡壁。砂岩底部常有 0.1—0.2m 暗绿色砂质泥岩，是良好的隔水层，因此一些凹处，常出现一些狮脑峰砂岩含水的下降泉。本段地层最大残留厚度 180m 左右。

(4) 第四系 (Q)

①中上更新统 (Q_{2+3})

本区中上更新统由离石黄土和马兰黄土组成。其中离石黄土为浅棕黄微带红色的粉砂土和亚粘土, 富含钙质结核, 并夹有 1—2 层古土。此层粉砂土较致密, 局部地段钙质较高, 质较坚硬。古土壤有大孔构造, 有黑色的植物遗留根孔; 马兰黄土普遍分布于山梁和一些比较平缓的山坡上, 岩性为浅黄色亚砂土和细粉砂土, 孔隙较大, 垂直节理发育, 由于水流的切割作用, 常形成两壁陡峭不易塌陷, 在冲沟发育地区, 还常形成一些黄土立柱。本层中钙质结核较多, 常形成姜结石。总厚度 0-45.00m, 平均 20.30m。

②全新统 (Q_4)

主要分布于沟谷的 I、II 级阶地和河滩中, 为现代河床冲洪积和洪积以及一些坡积物, 其岩性为砂卵石、碎石及粉砂组成。根据在桃河勘探资料, 冲积层结构上下为砂卵石, 中间普遍有一层 1—2cm 厚的黄褐色亚粘土。全层厚 0-25.00m, 平均 15.00m。

另外, 在一些山麓, 由于地壳的上升, 侵蚀切割, 地形陡峻, 岩层的软硬相间组合, 因耐蚀力的不同, 在一些坚硬厚大的岩层中, 常形成断崖陡壁, 又经长期的风化作用和重力作用, 这些断崖常常崩塌和滑落, 形成了较大的滑坡堆积物。这些堆积物呈零星分布, 厚度不等, 应属全新统的堆积。厚度多在 0.5—30m 左右。

1.2.3 含煤地层

井田内含煤地层主要为石炭系上统太原组和二叠系下统山西组, 分述如下:

(1) 太原组 (C_{3t})

本组为井田主要含煤地层之一, 地层厚度 95.54-150.86m, 平均 120.88m。为一套海陆交互相沉积, 沉积结构清楚, 层理发育, 动植物化石繁多, 根据沉积规律将本组划分为上、中、下三段, 分述如下:

①下段(C_{3t}^1): 自 K_1 石英砂岩底起至 K_2 石灰岩底止, 厚度 20.36—36.52m, 平均 30.58m。由 4 层岩层和 1-2 层煤层组成, 由下向上是 K_1 砂岩 (灰白色细—中粒砂岩, 属于太原组的基底砂岩), 厚度 0.60—16.80m, 平均 7.14m。黑灰色粉砂岩及砂质泥岩, 厚度 7—23m, 平均 13m。15 号_下、15 号煤层: 15 号_下煤层在本井田西南部为分叉独立煤层, 属较稳定大部可采煤层, 其余除个别点尖灭外, 均与 15 号煤层合并为一层, 厚度 0.60—3.85m, 平均 1.55m; 15 号煤层 (包括合并层) 为全井田稳定可采煤层, 厚度 3.80—8.85m, 平均 6.29m。15 号_下煤层直接顶为黑色砂质泥岩、粉砂岩; 15 号煤层直接顶黑色泥岩, 厚度 0—10.33m, 平均 2.03m。本段先期为河床及河漫滩沉积, 后又过渡为沼泽相和泥炭沼泽相的沉积。

②中段(C_{3t}^2): 自 K_2 石灰岩底起至 K_4 石灰岩顶止, 厚度 43.41—65.18m, 平均 51.31m。主要由 K_2 、 K_3 、 K_4 三层石灰岩, 13 号、12 号、11 号煤层和砂质泥岩、细砂岩等组成。 K_2 深灰色石灰岩常被 2—3 层钙质黑色泥岩所分割, 形成四层薄层状的石灰岩, 俗称四节石, 厚度 6.50—16.22m, 平均 9.26m。 K_3 : 深灰色石灰岩, 上、下含泥质较多, 中部质纯, 由含大量的海百合茎化石, 俗名钱石灰岩, 厚度 2.02—10.22m, 平均 3.50m。 K_4 : 深灰色石灰岩, 致密块状, 含泥质较多 (在地表出露因泥质易风化, 形成一些似猴状的形状, 俗称猴石灰岩), 厚度 1.80—4.12m, 平均 3.15m。本段属于浅海相—泥炭沼泽相旋回沉积。所含煤层中, 13、12 号煤层均为不稳定局部可采煤层, 11 号煤层为不稳定零星可采煤层。

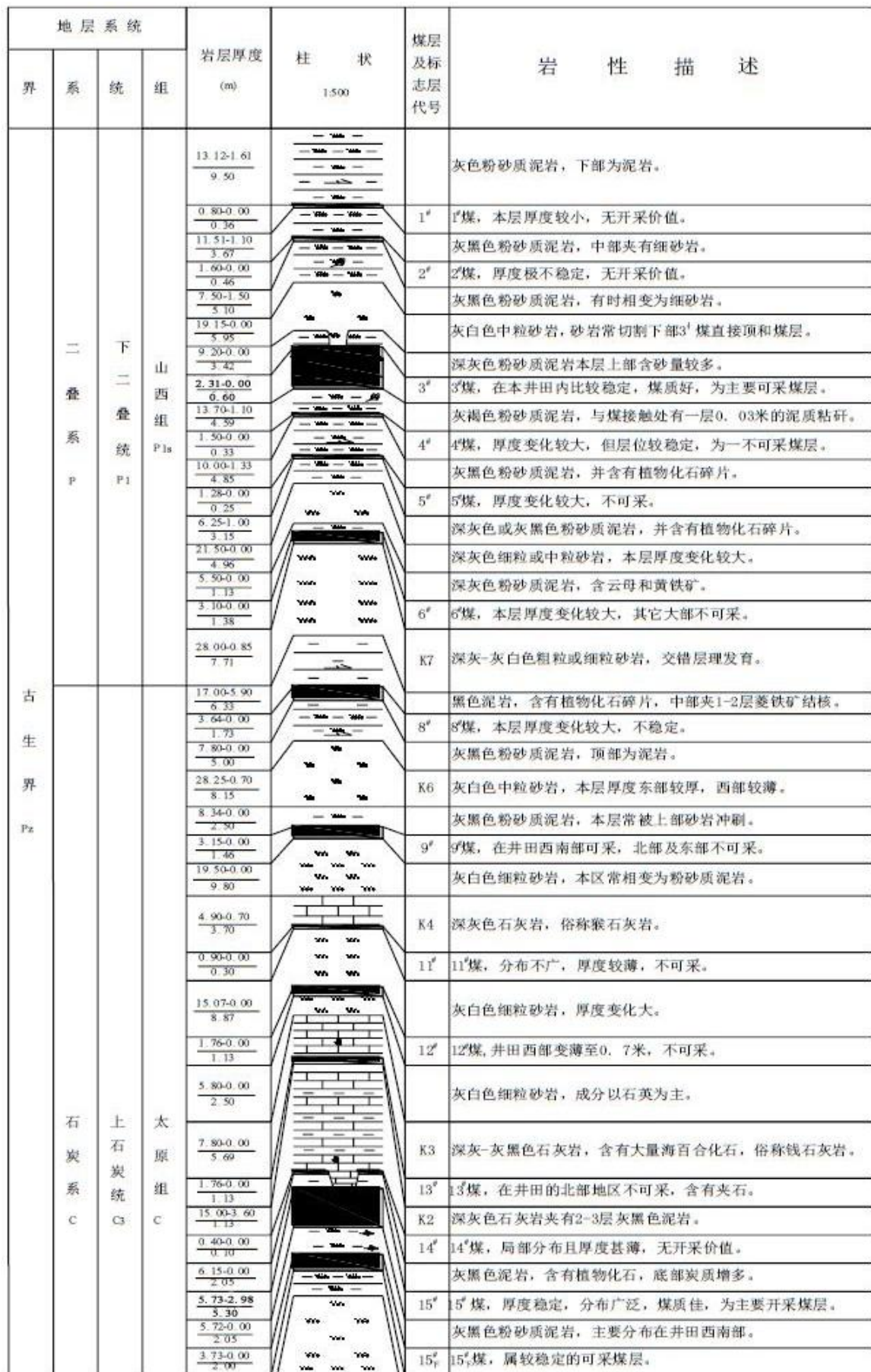


图 1-2 综合柱状图

③上段 (C_3t^3): 自 K_4 灰岩顶起至 K_7 砂岩底止, 厚度 31.77—49.16 m, 平均 38.99 m。本段主要由四层煤层 (9、9_上、8、8_上), 中细砂岩和砂质泥岩组成。本段为三角洲相、分流河道相、沼泽相和泥炭沼泽相沉积。所所含煤层中, 9、8 号煤层均为较稳定大部可采煤层, 9_上、8_上 号煤层均为不稳定零星可采煤层。

(2) 山西组 (P_{1s})

本组自 K_7 砂岩底起至 K_8 砂岩底止, 厚度 45.10—72.00 m, 平均 56.80 m。主要由 6 层煤层 (1—6 号煤层)、砂岩及砂质泥岩、泥岩组成。 K_7 砂岩: 为灰白色厚层状中细砂岩, 胶结坚硬, 波状及斜波状层理。厚度 4.00~12.30 m, 平均 7.13 m。本组主要为河漫滩相、沼泽相、复水沼泽相和泥炭沼泽相沉积。所所含煤层中, 6 号煤层为不稳定局部可采煤层, 3 号煤层为全井田稳定可采煤层, 其余 1、2、4、5 号煤层均为不稳定零星可采或不可采煤层。

1.2.4 井田地质构造

井田位于阳泉矿区大单斜构造的西部, 在这个单斜面上次一级的褶皱构造比较发育。在平面上它们多呈 NNE—NE 方向展布, 以波状起伏的短轴褶皱构造为主, 呈背向斜相间, 斜列式、平列式组合, 在一些局部地区, 还出现一些小型的帚状、环状、S 形等组合。在剖面上多以上部比较开阔平缓, 下部比较中常或紧闭的平行褶皱为主, 但在一些局部地区也出现一些不协调的层面褶皱, 这些不同形态, 不同组合的褶皱群, 构成了本井田构造的主体。

(1) 褶曲

根据勘探和生产开采中的揭露, 本井田共有褶曲构造大小 23 条。轴向长度最大为 7.2 km, 最小为 200 m。两翼倾角多在 $5^\circ \sim 8^\circ$, 最大可达 14° , 局部地区出现不协调褶曲可高达 25° 。

(2) 断层

本区大断层不太发育, 大中型断层较少。在芦湖村西的钻孔中查明了两条落差约二十多米的正断层, 但在地面未见, 只是在钻孔的电测中发现的 (此孔为无岩芯孔) 煤层重复出现, 因此定为正断层, 根据层位差推断, 垂直断距为 20 m, 水平断距为 25 m, 断层带深度为 475~550 m, 该断层只错断了太原组的下煤组地层, 对上煤组没有影响, 属层间断层。断层的走向, 根据地表一些小断层和节理方向在平面上的展布规律, 判定为倾向北西, 倾角 20° , 水平延伸长度为 2000 m。除此之外, 绝大多数均属落差小于 5.0 m 以下的层间小断层, 这些小断层一般成群出现, 均系在褶曲过程中产生层间滑动中生成。

(3) 陷落柱

本区陷落柱比较发育, 在本井田范围内各生产煤层均有揭露 (15#煤层 51 个), 在已开采区的陷落柱密集区高达 13 个每 km^2 , 至今为止, 本井田共揭露陷落柱 51 个, 平均 1 个每 km^2 。它们在平面形态上多呈椭圆形、圆形、浑圆形、长椭圆形, 其中椭圆形占 97.3%, 圆形占 2.7%, 在剖面上呈下大上小柱体形, 但在煤层中由于受到后期的顺层挤压 (褶曲运动), 在煤层中的柱体多产生了水平位移, 但位移量不大。

井田内褶曲、断层以及陷落柱较发育, 井田内褶曲属宽缓型褶曲, 断层皆为小型层间

断层,对矿井的采区划分无大的影响,但陷落柱常成群出现,一定程度上影响到了采区的划分。

井田内无岩浆岩体出露。

综合分析,井田内地质构造复杂程度属简单偏中等类型。

1.2.4 井田水文地质

(1) 地表水

井田属海河流域滹沱河水系,桃河是区内最大的河流,发源于西部的寿阳高原的落摩寺和界石一带,由西往东流经本区南部。流域面积 490 km^2 ,全长 76 km 。河床坡度平均 1% 。流量根据阳泉市水文资料,平均为 $0.33 \text{ m}^3/\text{s}$,夏秋季节,一般可达 $2\sim 8 \text{ m}^3/\text{s}$ 。最大是 1956 年 8 月一次的洪水流量达 $2200 \text{ m}^3/\text{s}$ 。

区内次一级河谷有芦湖沟、马家坡沟、保安沟等,它们大体为南北向。河流流量均受季节影响。春冬季节水量小,旱季有时干涸,主要水源为沟谷之泉水。夏季水量较大,雨后常至山洪暴发,流量激增。

(2) 主要含水层和隔水层

① 含水层

(a) 奥陶系中统石灰岩岩溶裂隙含水岩组

其为井田内最主要的含水岩层,埋藏较深,一般厚度在 580 m 左右。上部主要为深灰色的厚层泥晶灰岩、角砾状泥质灰岩及石灰岩,为峰峰组,厚度平均 240 m ,裂隙、溶洞不发育,富水性弱;中部为灰~深灰色厚层状石灰岩、角砾状石灰岩,为上马家沟组,厚度平均 180 m ,裂隙、岩溶发育,富水性中等~强,为该含水岩组的主要含水层;下部主要为深灰色角砾状白云质灰岩、石膏等,为下马家沟组,厚度平均 160 m ,裂隙、岩溶不太发育,富水性弱。

井田内主要含水层为上马家沟组上段及下段几层角砾状石灰岩含水,经各水文孔抽水试验资料,其渗透系数 K 值为 $0.9\sim 2.4 \text{ m/d}$,单位涌水量 q 值为 $0.5\sim 2.5 \text{ L/s}\cdot\text{m}$ 之间,富水性中等-强,奥灰水混合静止水位在 $+389.87\sim +521.62 \text{ m}$ 之间,井田西部水位较高,东部较低,形成了一个由西北向东南的地下径流带。

根据井田内施工的水文孔资料,结合阳煤集团 2005 年编制的阳泉矿区综合水文地质图,本井田推测奥灰水水位标高在 $+389\sim +522 \text{ m}$ 之间,流向由西北向东南。

(b) 石炭系上统太原组含水层

含水层为四节石灰岩 (K_2)、钱石灰岩 (K_3)、猴石灰岩 (K_4) 三层灰岩,三层灰岩中以四节石灰岩含水性较好为井田内主要含水层,由于埋藏较深,几层灰岩岩溶裂隙均不发育,大部分钻孔至此层水位和消耗量无明显变化。据抽水试验资料,单位涌水量 $0.0006\sim 0.00431 \text{ L/s}\cdot\text{m}$,渗透系数 $0.00316\sim 0.0310 \text{ m/d}$,属弱富水性的含水层。

(c) 二叠系下统山西组含水层

含水层主要为 K_7 以及山西组上部的砂岩,几层砂岩裂隙均不发育,钻进中大部钻孔水位、消耗量变化不大。据抽水试验资料,单位涌水量 $0.0002 \text{ L/s}\cdot\text{m}$,渗透系数 0.0011 m/d 。属弱富水性的砂岩裂隙含水层。

(d) 二叠系下石盒子组砂岩裂隙含水层

井田内东部有下石盒子组出露, 由于地形的关系, 补给条件差。含水层以 K8、K9 以及 K10 以下的砂岩带为主要含水层, K8 砂岩为下石盒子组基底, 胶结坚硬, 厚度变化较大, 一般为 8.00 m。K9 砂岩胶结疏松, 易风化, 一般厚 10.00 m。据抽水试验资料, 单位涌水量 0.0251 L/s $\cdot$ m, 在 K10 以下的砂岩带层位抽水试验资料, 单位涌水量 0.0031 L/s $\cdot$ m。属弱富水性的砂岩裂隙含水层。

(e) 二叠系上石盒子组砂岩裂隙含水层

含水层主要为上石盒子组中部砂岩 K11、K12, 该两层砂岩在井田广泛出露, 岩性坚硬、裂隙发育, 在其底部常有一层泥岩或粉砂质泥岩成为隔水层, 富水性较好, 钻孔施工遇此砂岩时, 消耗量一般较大, 在地表的沟谷中常形成下降泉, 但水量不大, 多在 0.1~1.0 L/s 之间。主要接受大气降水补给, 受季节影响明显。在向斜部位或沟谷底部有一定的承压性, 但水头压力和水量均不大, 水量在 0.467~1.55 L/s 之间。矿化度一般小于 0.187~0.245 g/L, PH 值为 7.4~8.1, 水温 15℃。

(f) 第四系砂砾石层孔隙含水层

主要分布于桃河及其支流的河床、两侧阶地以及其他低洼沟谷中的冲积、洪积及坡积层中, 厚度 5~60 m, 由卵石、砾石、沙粒、砂质粘土、亚粘土等组成。本层富水性强, 潜水位、水量随季节变化大, 并受大气降水制约。其中桃河河谷含水较丰富, 单位涌水量 5.24~9.26 L/s $\cdot$ m, 渗透系数 34.8 m/d, 呈北西~南东向带状分布, 地下水流由西向东, 直接接受大气降水的补给。该含水层段循环交替强烈, 矿化度 0.26~0.306 g/L, 水温 12~13℃。为当地的主要供水水源。

②隔水层

(a) 中石炭统本溪组隔水层

由泥岩、铝质泥岩、砂质泥岩等组成, 厚度 45.80 m 左右, 系一较好的隔水层。

(b) 石炭系太原组和二叠系山西组及上、下石盒子组层间隔水层组

本隔水层组由泥岩、砂质泥岩、粘土质泥岩及煤层等组成。分布于各层石灰岩和各层砂岩含水层之间, 起到层间相对隔水的作用。

(3) 矿井充水条件分析

①大气降水不会成为矿井的直接充水水源, 只是间接下渗到地层中成为岩层水, 或通过地表塌陷、裂缝成为各煤层的充水水源。

②地表水体通过岩层裂隙和采煤引起的地表塌陷、裂缝补给煤层上部的含水层, 可对井田基岩地下水及矿坑水产生一定的影响。

③影响矿井生产的充水水源主要为采空区积水。由于煤层的采空, 在一些低洼部位常形成积水。这些积水的来源有两方面: 一方面是采空区上覆含水层水, 沿采动裂隙流入井下; 另一方面是生产过程中的人工补给水, 在生产过程中由于管理不善, 生产供水常常流入采空区低洼的部位, 形成采空区积水。

(4) 井田水文地质类型

井田充水因素主要为上部各煤层采空区积水, 其次为顶板的各层含水层水, 且富水性弱, 地表补给条件受季节控制, 一般较差。井田内推测奥灰水水位标高在+389~+522 m 之间, 高于 3 号煤层最低底板标高 410 m, 本井田各可采煤层虽均属带压开采, 但均处在安

全区内，奥灰水突水危险性小。

综上所述，矿井水文地质条件类型属中等类型。

(5) 矿井涌水量计算

矿井涌水量变化有如下规律：井田东部大于西部，浅部煤层大于深部煤层，靠近河流沟谷处大于远离处，在向斜部位大于背斜部位。

本区水文地质条件基本一致，故采用水文地质富水系数比拟法较为合适，经预算，当矿井生产能力达到 750 万 t/a 时，该矿井下最大涌水量为 $1298 \text{ m}^3/\text{d}$ ，最小涌水量为 $1000 \text{ m}^3/\text{d}$ ，正常平均涌水量为 $1145 \text{ m}^3/\text{d}$ 。

随着开采范围的进一步扩大，采空区积水增多，采空区顶板冒落后产生的导水裂隙带会加强上覆各含水层间的上下水力联系，故预测今后矿井涌水量将有增大的趋势，应注意监测涌水量的变化，加强水文地质工作，必须实施探放水措施，确保矿井安全生产。

1.3 煤层特征

1.3.1 煤层赋存条件

井田主要含煤地层为石炭系上统太原组和二叠系下统山西组。

煤层群赋存特征见下表 1-1：

表 1-1 煤层群赋存特征

煤层	煤层厚度(m) 最小~最大 平均	煤层间距(m) 最小~最大 平均	稳定程度	可采情况
3	<u>0~2.32</u> 0.5	<u>15.23~35.12</u> 19.26	不稳定	不可采
6	<u>0~3.11</u> 0.38	<u>12.45~43.05</u> 17.99	不稳定	不可采
8	<u>0~3.64</u> 0.73	<u>1.55~33.86</u> 15.65	不稳定	不可采
9	<u>0~3.15</u> 0.46	<u>12.29~54.58</u> 29.40	不稳定	不可采
12	<u>0~1.76</u> 0.3	<u>3.79~23.32</u> 11.15	不稳定	不可采
13	<u>0~1.40</u> 0.74	<u>14.94~51.19</u> 26.17	稳定	可采
15	<u>2.91~6.15</u> 5.3			

本井田范围内可开采煤层为 15[#]煤层。煤层最小倾角 2°，最大倾角 8°，局部 10° 平均倾角为 5°。井田内煤层大致延展方向为东西方向。

1.3.2 煤层围岩性质

15[#]煤层：煤层厚度稳定分布广泛，平均厚度为 5.3m，

直接顶板：为黑色泥岩，厚度在东部地区平均 3.07m，最厚可达 6~7 m。西部地区逐渐变薄而尖灭，被石灰岩所代替。本层根据取样试验：单向抗压强度为 276 kg/cm²，抗拉强度为 15 kg/cm²，弹模为 0.9，因此岩性较软，裂隙发育，比较破碎。伪顶与直接顶之间由一层 0.05~0.08 m 厚的煤层或者煤线相连接，煤层采出后伪顶极易脱落，常随煤层一起落下采出，给开采带了较大的困难，同时也给选煤增加一定的难度，块煤的含矸率也略有增高。更为严重的是给安全生产和顶板管理增加了难度，在分层开采中，由于伪顶的采出，煤层的采高相对要降低（上层只能 1.0~1.5 m 的煤层）。因此中层与下层的采厚增大了，由于支架的条件所限不得不丢弃一层 1.0 m 左右的下部煤层无法开采，这给矿井和采区的回采率以及经济效益都带来了严重的影响。黑色泥岩下部含植物化石和具有较多的黄铁矿，呈结核状和星点状产出，与煤层接触极为明显，同时具非常平整和滑动的光滑面，与煤层极易分离。

老顶：为深灰色之石灰岩（K₂ 灰岩）。本层灰岩常被 2~3 层黑色泥岩所分割形成薄层状的四层石灰岩，平均厚度 9~12 m，灰岩虽质地坚硬但由于泥岩的分割，厚度较薄，采场直接顶落下以后也比较易于冒落，不易形成大面积的悬顶，因此周期压力不大，也不太明显。老顶灰岩与直接顶板呈明显的冲蚀接触，只是下部含有机质较高颜色变为灰黑，含灰泥质也较高。夹层泥岩一般厚度 0.5~2.0 m，含动物化石，属钙质泥岩。由于有机质含量高常为灰黑色，质软易碎，遇水易膨胀，也易冒落。

底板：灰黑色砂质泥岩，厚度东部地区较薄平均厚度为 7.16 m，最厚可达 11.6 m，西部地区较厚平均厚度为 15 m，最大可达 23 m。上部含植物根部化石较多，往下含砂量逐渐增高，变为粉砂岩。在距离煤层的 3~4 m 处在局部地区还常出现一层 0.1~0.4 m 厚的薄煤层，还有的局部地区在煤层底界往下 0.2~0.3 m 处还常出现一层薄煤层，厚度为 0.10 m 左右。在东部地区有此现象。本层与煤层呈明显接触，比较平整，而且还具剪切滑动的光滑面，与煤层极易分离。老底为灰白色之中粒砂岩（K₁ 砂岩），在东部地区较厚，平均为 11.5 m，最厚可达 27 m。西部地区变薄，平均厚度为 7.14 m，最厚可达 16.8 m。此层砂岩稳定性高，分布广泛。

1.3.3 煤的特征

（1）物理特征

本区内煤层除 8[#]煤层外，绝大多数为 XII₃，即 3 号无烟煤，具高发热量，高灰熔点，加工后低灰低硫以及硬度较高，可磨性和可选性均比较好的特点。因此各煤层的物理性质均变化不大，具有较多的共同特征，它们的外观均具钢灰色、条痕为黑色、并具有较强的金属光泽和玻璃光泽，内生裂隙比较发育，在裂隙面上常有方解石矿物质充填，形成一层极薄的薄膜。由于内生裂隙的发育，其断口常具锯齿状，及阶梯状，一般在 12[#]、15[#]煤层中极为明显。在 3[#]煤层中常出现眼球状断口。在硬度上，由上往下，由于变质程度的增高，

强度也相应增大，最大的为 15[#]煤层，为 2.5~3 左右，其次为 12[#]煤层，最小的是 3[#]煤层，多在 2 以下。这些煤层均具条带状结构和层状构造。各煤层的容重如下表所示：

表 1-2 各煤层容重

煤层	3#	6#	8#	9#	12#	13#	15#
容重	1.40	1.35	1.52	1.49	1.45	1.48	1.435

各煤层的反射率，根据测定一般在 1.788~2.28 之间。如下表：

表 1-3 各煤层反射率

煤层	3#	6#	8#	9#	12#	13#	15#
反射率	1.788	1.808	1.800	1.800	1.912	2.00	1.912
	~	~	~	~	~	~	~
	1.848	1.900	1.892	2.080	2.000	2.080	2.000

①电性

因为全部为无烟煤，在电性上反映特别明显，与岩石极易区别。视电阻率(Ωm)一般为 100~500，密度（克/厘米）为 1.5~1.7，伽码（ γ ）为 5~20。

②煤岩特征

根据宏观的肉眼分类；本区煤层的煤岩以镜煤和亮煤为主，光亮型及半光亮型均在 70% 以上，其中光亮型占 7%，半光亮型占 67.3%，半暗型只占 6.5~27.2%，暗淡型占 1.6%。颜色深黑，光泽较强，结构均一，界线清晰，还常有一些表面细纹。这些亮煤多呈条带状，具分层多特点，其厚度多在 5~10 毫米。在下部的 15[#]煤层中，其分层条带厚度可达 10 毫米以上，最厚可达 15 毫米。中部的 12[#]煤层厚度多在 5 毫米以下，一般多在 1~2 毫米左右。上部的 3[#]煤层，又相对增大，至 5 毫米左右，但其条带相对不如下部煤层清晰。

除亮煤而外，还含有一些少量的呈纤维结构的和丝绢光泽的丝炭，但其厚度极薄，一般多在 1~2 毫米左右。如不仔细观测，难以发现，这在 3[#]煤层中相对较多，下部 12[#]、15[#]煤层较少，这些丝炭在煤层中呈凸镜分布，在垂向上常与亮煤或半暗型煤呈多互层结构。上述这些特征，反映了本区煤层的沉积特征，属原地成生的腐植煤。

③变质程度

根据各可采煤层的测定：镜煤平均最大反射率均在 1.8~2.00 左右，显微硬度（HY）多在 50 Kg/cm² 以下。体积挥发分变化在 289.0~339.7 之间，一般多在 300~320 左右。纯煤真比重变化在 1.24~1.34 之间，一般多在 1.30 左右。元素分析：各煤层平均碳的含量为 90%~92.31%，因此本区煤的变质应属于 XII₃ 无烟煤阶段。

（2）化学性质

根据在勘探钻孔和生产过程中抽样化验，钻孔煤芯，原煤灰分：5.23~23.79%，平均为 13.37%，洗后全部下降到 10% 以下。生产煤样化验：根据分三个分层开采，上层灰分为 6.24~36.80%，平均为 18.10%，中层灰分为 6.25~21.24%，平均为 15.80%，下层灰分为 8.55~28.46%，平均为 21.00%。三层平均为 16.64%。煤灰成分：钻孔采样 SiO₂ 占 40% 以上，Al₂O₃ 28% 以上，Fe₂O₃ 除个别钻孔达 12.58% 以外，一般多在 10% 以下。灰熔点大部均在 1500℃ 以上，仅有个别点在 1200℃ 左右。生产煤样 SiO₂ 48.3%，Al₂O₃ 38.33%，Fe₂O₃ 5.4%。

原煤挥发分：煤芯（钻孔）6.62~10.80%，平均为 8.4%。生产煤样，三层平均为 9.71%。全硫：煤芯 1.66~3.50%，平均 2.33%，生产煤样平均为 1.49%，属于中硫煤。其中有机硫占主要成分。有机硫的增高，反映了成煤的原始物质植物含硫量的增高，植物的生长受海水含盐度的影响，也就是说在植物生长的泥炭沼泽内常有海水的注入。由于有机硫的增高，洗煤后下降不甚明显，平均为 1.83%。

根据生产煤样的化验：灰分指标和挥发分指标均比煤芯的化验资料偏高，这主要是煤芯取样中夹石层的厚度与生产煤样中的采取率的误差而出现的，因此灰分偏高。由于灰分增高相应的挥发分也增高。硫的化验：生产煤样较低，煤芯煤样较高。原因分析：生产煤样主要是本区东部，钻孔煤芯主要是在西部，西部在煤的沉淀过程中沉积环境变化，海水侵入复水加深，直接顶板变薄或尖灭，老顶 K_2 石灰岩直接覆于煤层之上，导致煤中硫的含量增高，磷含量为 0.0049~0.020%，平均为 0.011%，发热量为 35.62 MJ。

根据上述各项指标：本层属于中灰中硫低磷的优质无烟煤。

（3）工艺性

本区煤层抗碎强度相对较高，一般均大于 50%，多属于中强度煤，而 15[#]煤抗碎强度指标均在 70~90%之间，属于高强度煤。

粒度特征：一般是大粒度的少，而且灰分高而含矸多，小粒度数量多，含矸少。粒度的大小与数量成反比，与灰分成正比。各煤层的 13 mm 级数量均在 50%以上，0.5 mm 级的一般均小于 10%，说明原煤不易粉化，小于 1 mm 级中的煤一般以丝炭成分居多，特点是染手，一般灰分较高。

可磨性：各煤层属于易磨，可磨性好。3[#]煤层哈氏可磨指数一般多在 70~80 之间，6[#]、8[#]、9[#]、12[#]哈氏可磨指数一般多在 65 左右，15[#]煤层开磨性较差，哈氏指数一般多在 50~58 之间。

1.3.4 瓦斯等开采技术条件

（1）瓦斯

根据 2008 年 12 月 18 日山西省煤炭工业局发“晋煤安发[2008]1134 号”《关于阳煤煤业集团有限责任公司 2008 年度矿井瓦斯等级和二氧化碳涌出量鉴定结果的批复》文件，新景矿 2008 年度矿井瓦斯相对涌出量 12 m³/t，绝对涌出量 113 m³/min；二氧化碳相对涌出量 0.96 m³/t，绝对涌出量 11.28 m³/min，鉴定为高瓦斯矿井。

（2）煤尘及煤的自燃

井田内 15[#]煤层煤尘不具有爆炸性。

煤炭科学研究总院重庆研究院在对新景矿 15[#]煤层取样进行煤尘爆炸性测试的同时，还进行了煤层自燃倾向性测试。

根据测试成果，本井田内 15[#]煤层属Ⅲ级不易自燃煤层。

（3）地温和地压

本区地温由于开采深度较浅，地温一般不太高，对开采不构成影响。该矿井下生产中亦未曾发现地温、地压异常。

2 井田境界和储量

2.1 井田境界

2.1.1 井田范围

东部边界：以阳泉三矿和二矿井田境界为界。

西部边界：以七元矿和保安矿井田境界为界。

南部边界：以阳泉二矿和西上庄矿井田境界为界。

北部边界：以阳泉一矿和三矿井田境界为界。

详细情况见下图 2-1：

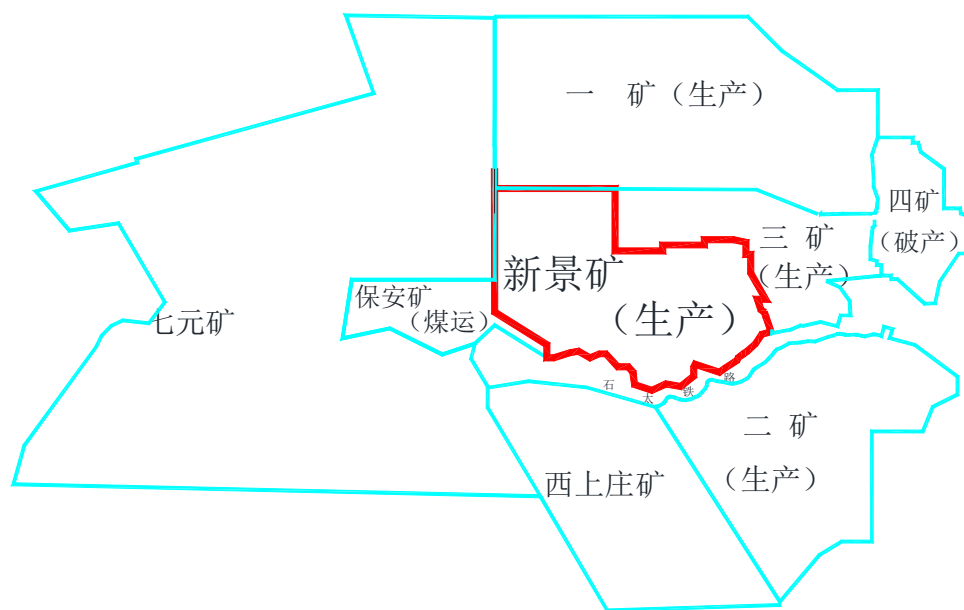


图 2-1 新景矿井田位置示意图

2.1.2 开采界限

本井田主要含煤地层为石炭系上统太原组和二叠系下统山西组。含煤层数 15 层，其中可采煤层 1 层，为 15[#]煤。

由于该井田为近水平煤层，没有十分明显的走向与倾向，故以自然方向为基准来确定井田尺寸。

井田东西方向长度 11.8 km，南北方向宽为 8.6 km。

煤层倾角最小为 1°，最大为 10.2°，平均倾角为 5°。

由于井田形状的不规则性，故井田面积是在地质精查报告提供的 1: 10000 煤层底板等高线图上计算出来的，为 55.33km²。

井田赋存状况如图 2-2 所示。

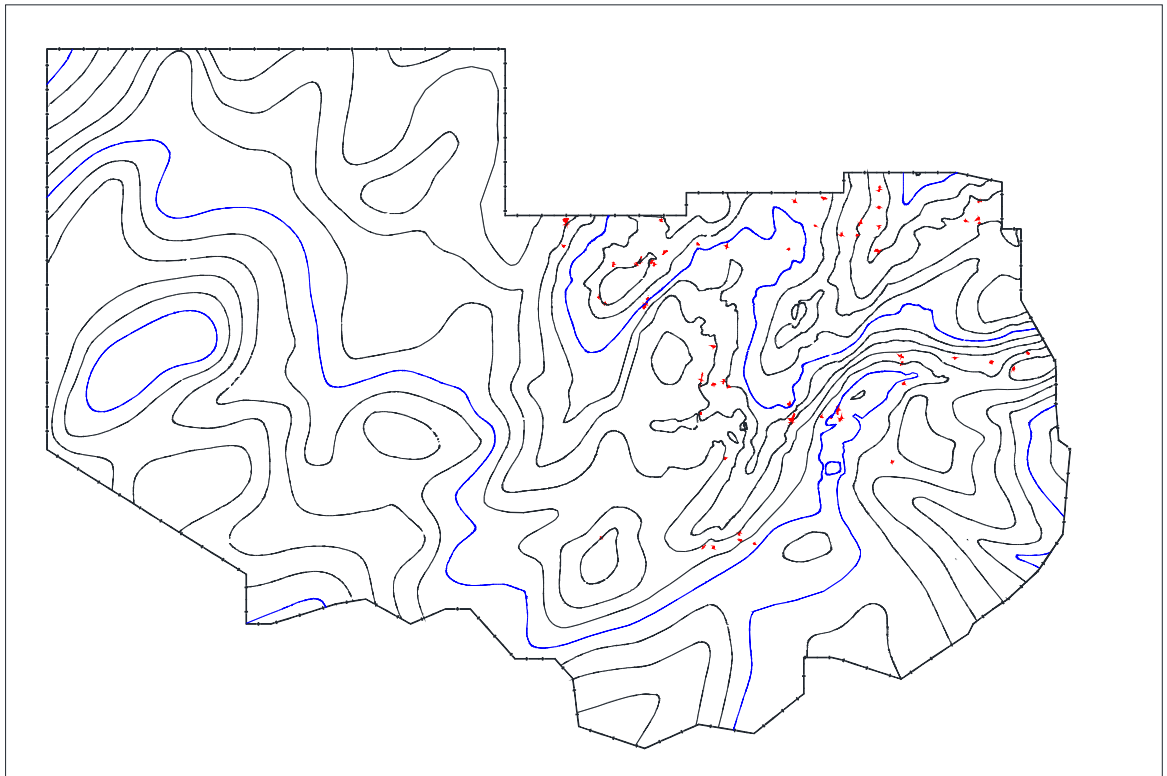


图 2-2 井田赋存状况示意图

2.2 矿井工业储量

2.2.1 储量计算基础

本次储量计算是按照《煤、泥炭地质勘查规范》DZ/0215-2002 要求的工业指标进行资源储量计算。

- (1) 最低可采厚度为 0.80 m。
- (2) 最高可采灰分(A_d)不大于 40%。
- (3) 最低发热量($Q_{\text{net,d}}$)不低于 22.1 MJ/kg。
- (4) 最高硫分($S_{t,d}$)不大于 3%。
- (5) 煤层容重: 15[#]煤层容重为 1.435 t/m³

井田内主采煤层稳定, 厚度变化不大, 煤层产状平缓, 勘探工程分布比较均匀, 采用地质块段的算术平均法进行含量计算。

2.2.2 地质构造类型

新景矿位于阳泉大单斜构造的西部, 在这个大单斜面上次一级的褶曲构造比较发育, 在平面上它们多呈 NNE—NE 向展布, 以波状起伏的褶曲为主, 呈向背斜相间、斜列式、平行式组合。在剖面上多以上部比较开阔平缓, 下部比较紧闭的平行褶曲为主。但在一些局部地区也出现一些不协调的层间褶曲。这些不同形态、不同组合的褶曲群, 构成了区域构造的主体。

井田内褶曲、断层以及陷落柱较发育, 井田内褶曲属宽缓型褶曲, 断层皆为小型层间

断层，对矿井的采区划分无大的影响。综合分析，井田内地质构造复杂程度属简单偏中等类型。

2.2.3 矿井地质储量

井田地质构造复杂程度属简单偏中等构造，井田内稳定可采煤层为 15[#]。根据《煤、泥炭地质勘查规范》及现行的《煤炭矿井地质报告编制若干实施细则》，故本次资源/储量圈定时，井田内批采的 15 号煤层，原则上以不大于 750 m 的见煤工程点距并外延 1/2 工程点距所圈定的范围为探明的经济基础储量（111b）。以不大于 1500 m 的见煤工程点距并外延 1/2 工程点距所圈定的范围为控制的经济基础储量（122b）。其余块段圈定为推断的内蕴经济资源量（333）。对于地质资源储量的计算，采用地质块段法进行计算。计算地质资源储量时，主要是根据煤层倾角大体一致的原则将整个井田划分为 9 个储量块，并分别加以标号、计算。对于煤层储量块段的划分如图 2-3 所示。

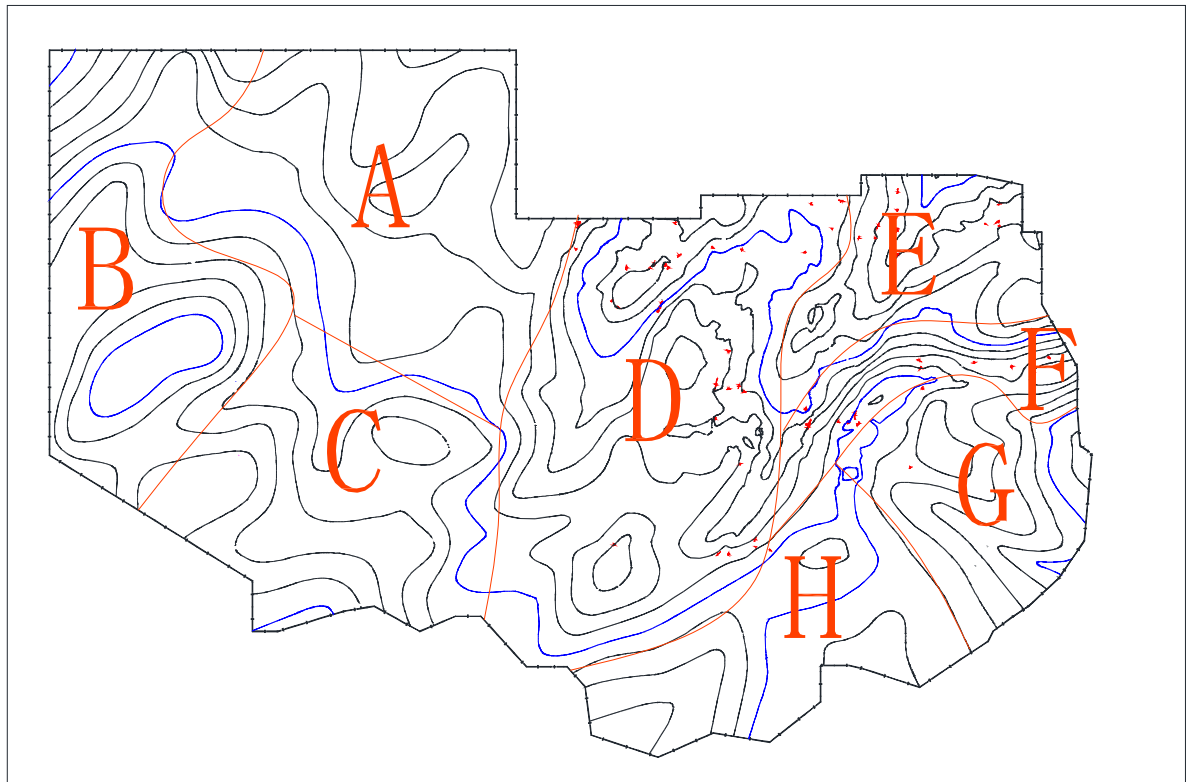


图 2-3 15[#]煤层储量块段划分

各块段的储量可按式计算：

$$Z_i = S_i M_i \gamma_i \quad (2-1)$$

式中： Z_i ——各块段储量，万 t；

S_i ——各块段的煤层面积， m^2 ；

M_i ——各块段煤层的厚度，m；

γ_i ——各块段煤的容重，15[#]煤取为 $1.435t/m^3$

将各块段通过AutoCAD软件测量面积，并通过等高线计算各块断倾角，通过公式2-1

进行计算，所得各项数据具体计算情况见表2-1所示。

表 2-1 井田块段储量计算表

块号	倾角 $\alpha(^{\circ})$	平面面积 (m^2)	煤层面积 (m^2)	煤厚 (m)	容重(t/m^3)	储量 (万 t)
A	2.2	9672958	9680693.274	5.3	1.435	73626512.69
B	5.8	7310568	7348499.171	5.3	1.435	55889010.45
C	4.1	7245337	7264092.638	5.3	1.435	55247056.56
D	5.3	11681723	11731055.88	5.3	1.435	89220545.52
E	6	3251738	3269614.07	5.3	1.435	24867049.81
F	9.8	2387675	2427326.188	5.3	1.435	18429206.07
G	6.7	4080609	4108919.99	5.3	1.435	31250390.98
H	4.2	5039441	5052850.749	5.3	1.435	38429456.37
合计	-	50670049	50878867.72	-	-	386959228.5

即全井田地质资源储量为 38695.93 万 t。

2.2.4 矿井工业储量

矿井工业储量是指在井田范围内，经过地质勘探，煤层厚度与质量均合乎开采要求，地质构造比较清楚，目前可供利用的可列入平衡表内的储量。矿井工业储量是进行矿井设计的资源依据，一般也就是列入平衡表内的储量。

矿井工业储量：地质资源量中探明的资源量 331 和控制的资源量 332，经分类得出的经济的基础储量 111b 和 122b、边际经济的基础储量 2M11 和 2M22，连同地质资源量中推断的资源量 333 的大部，归类为矿井工业储量。

根据钻孔布置，在矿井地质资源量中，60%探明的，30%控制的，10%推断的。根据煤层厚度和煤质，在探明的和控制的资源量中，70%的是经济的基础储量，30%的是边际经济的基础储量，则矿井工业资源/储量由式计算，各类储量的划分组成见下图 2-4；

矿井工业储量可用下式计算：

$$Z_g = Z_{111b} + Z_{122b} + Z_{2m11} + Z_{2m22} + Z_{333}k \quad (2-1)$$

式中： Z_g ——矿井工业资源/储量；

Z_{111b} ——探明的资源量中经济的基础储量；

Z_{122b} ——控制的资源量中经济的基础储量；

Z_{2m11} ——探明的资源量中边际经济的基础储量；

Z_{2m22} ——控制的资源量中边界经济的基础储量；

$Z_{333}k$ ——推断的资源量；

k ——可信度系数，取 0.7~0.9。地质构造简单、煤层赋存稳定的矿井， k 值取 0.9；地质构造复杂、煤层赋存较稳定的矿井， k 取 0.7。根据矿井实际情况，该式取 0.85。

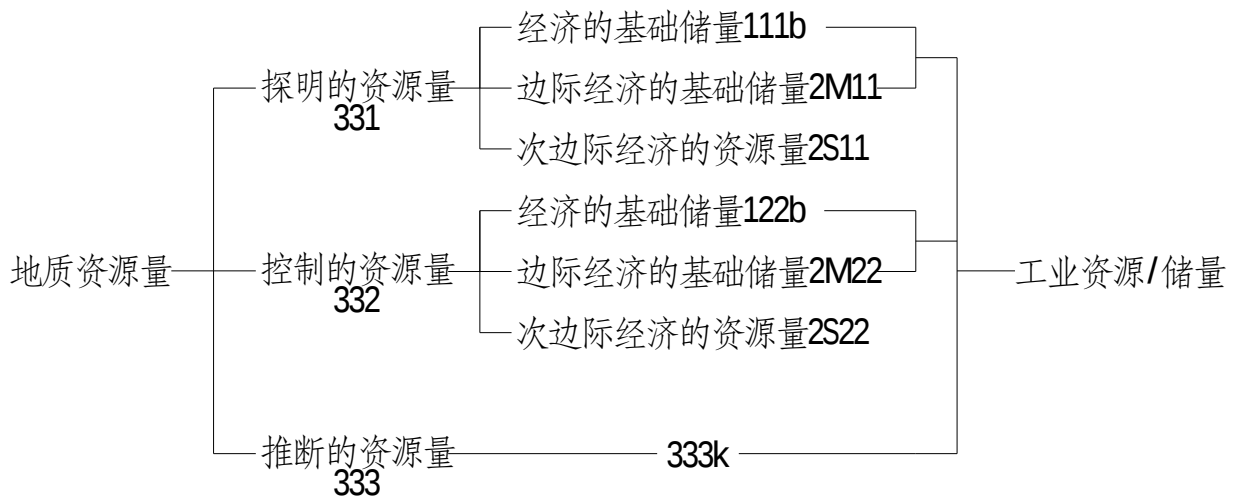


图 2-4 工业储量计算图

则矿井工业资源/储量 Z_g 计算如下：

$$Z_{111b} = Z_z \times 60\% \times 70\% = 16252.29 \text{ 万 t}$$

$$Z_{122b} = Z_z \times 30\% \times 70\% = 8126.14 \text{ 万 t}$$

$$Z_{2m11} = Z_z \times 60\% \times 30\% = 6965.27 \text{ 万 t}$$

$$Z_{2m22} = Z_z \times 30\% \times 30\% = 3482.63 \text{ 万 t}$$

$$Z_{333k} = Z_z \times 10\% \times k = 3289.15 \text{ 万 t}$$

故根据公式 2-2，工业储量为：

$$\begin{aligned} Z_g &= Z_{111b} + Z_{122b} + Z_{2m11} + Z_{2m22} + Z_{333k} \\ &= 16252.29 + 8126.14 + 6965.27 + 3482.63 + 3289.15 \\ &= 38115.48 \text{ 万 t} \end{aligned}$$

2.3 矿井可采储量

2.3.1 安全煤柱留设原则

(1) 工业场地、井筒留设保护煤柱，对较大的村庄留设保护煤柱，对零星分布的村庄不留设保护煤柱。

(2) 各类保护煤柱按垂直断面法或垂线法确定。用岩层移动角确定工业场地煤柱。由于煤层为近水平煤层，故走向与上下山岩层移动角大致相等，取值：走向岩层移动角 $\delta=75^\circ$ ，上山移动角 $\gamma=73^\circ$ ，下山移动角 $\beta=72^\circ$ ，表土层移动角 $\varphi=45^\circ$ 。

(3) 围护带宽度的取值是根据矿区建筑物的保护等级划定的。根据规定，风井属 I 级保护建筑物，故风井场地留设 20 m 宽的围护带；工业广场属 II 级保护建（构）筑物，留设 15 m 宽围护带。

(4) 井田边界煤柱宽度为 50 m。

(5) 工业广场占地面积，根据《煤矿设计规范中若干文件修改决定的说明》中第十五条，工业广场占地面积指标见表 2-2。

表 2-2 工业广场占地面积指标

井型 (万 t/a)	占地面积指标 (公顷/10 万 t)
240 及以上	1.0
120~180	1.2
45~90	1.5
9~30	1.8

2.3.2 矿井保护煤柱损失量

(1) 井田边界、大断层等保护煤柱

井田边界保护煤柱留设 50 m 宽, 则根据 AutoCAD 测量得井田边界保护煤柱损失量为 1365.1 万 t。

井田内没有大的断层, 只是存在一些小的断层, 故在此不考虑断层保护煤柱; 地表河流、湖泊、建筑物均没有或不对开采造成影响, 均不留设永久保护煤柱。

(2) 工业广场保护煤柱

工业广场地面标高+900 m, 松散层厚度为 35 m, 移动角 $\varphi=45^\circ$, 上覆岩层走向移动角 $\delta=75^\circ$, 下山移动角 $\beta=72^\circ$, 上山移动角 $\gamma=73^\circ$ 。工业广场按 II 级保护留围护带宽度 15 m, 工业广场面积由表 2-2 确定, 取 24 公顷, 初步设计为 400×600 m 的长方形工业广场, 留设 15 m 的围护带。通过软件用垂直剖面法画得工业广场保护煤柱如图 2-3。

通过得到的图形, 由 CAD 测量得出工业广场压煤平面面积为 871956m^2 :

$$P_{\text{工广}} = 871956 / \cos 5^\circ \times 5.3 \times 1.435 = 665.75 \text{ 万 t}。$$

则工业广场实际压煤量为: 665.75 万 t。

(3) 井筒保护煤柱

主井副井井筒位于工业广场保护煤柱内, 故主副井筒的保护煤柱量为 0;

井田面积较大, 初步设计认为需要在井田两翼布置两个回风井, 即北、东回风井, 根据垂直剖面法, 大致求得其压煤量为: 873.23 万 t。

(4) 大巷保护煤柱

矿井设计布置三条大巷, 大巷保护煤柱两侧宽度为 40 m、大巷间隔为 40 m 长度总计为 12953 m, 则其总压煤量为:

$$P_{\text{大巷}} = (40+40+40+40) \times 12953 \times 5.3 \times 1.435 = 1582.36 \text{ 万 t}。$$

2.3.3 矿井设计储量

矿井设计储量是从矿井工业储量中减去矿井永久保护煤柱损失量 P_1 之后的储量。可按下式计算:

$$Z_s = Z_g - P_1 \quad (2-3)$$

式中: Z_s ——矿井可采储量, 万 t;

P_1 ——保护井田境界、河流、湖泊、建筑物、大断层等留设的永久保护煤柱损失量, 万 t。

则矿井设计可采储量由公式（2-4）可求为：

$$Z_k = (Z_s - P_2) \times C = (36750.38 - 3121.34) \times 0.75 = 25221.78 \text{ 万 t} = 252.22 \text{ Mt}$$

矿井储量汇总见表 2-3。

表 2-3 矿井储量汇总表

工业储量(Mt)						永久煤柱 损失(Mt)	设计开采 损失(Mt)	矿井设 计储量 (Mt)	设计可 采储量 (Mt)
111b	112b	2M11	2M22	333k	工业储量	13.65	31.21	367.50	252.22
162.52	81.26	69.65	34.83	32.89	381.15				

3 矿井工作制度、设计生产能力及服务年限

3.1 矿井工作制度

根据《煤炭工业矿井设计规范》相关规定，确定设计矿井年工作日为 276 d，工作制度采用“四六制”。每天四班作业，每班工作 6 h，其中三班生产，一班准备。矿井每昼夜净提升时间为 16 h。

3.2 矿井设计生产能力及服务年限

3.2.1 确定依据

《煤炭工业矿井设计规范》第 2.2.1 条规定：矿井设计生产能力应根据资源条件、开采条件、技术装备、经济效益及国家对煤炭的需求等因素，经多方案比较或系统优化后确定。

矿区规模可依据以下条件确定：

- (1) 资源情况：煤田地质条件简单，储量丰富，应加大矿区规模，建设大型矿井。
- (2) 开发条件：包括矿区所处地理位置（是否靠近老矿区及大城市），交通（铁路、公路、水运），用户，供电，供水，建筑材料及劳动力来源等。条件好者，应加大开发强度和矿区规模；否则应缩小规模。
- (3) 国家需求：对国家煤炭需求量（包括煤中煤质、产量等）的预测是确定矿区规模的一个重要依据。
- (4) 投资效果：投资少、工期短、生产成本低、效率高、投资回收期短的应加大矿区规模，反之则缩小规模。

3.2.2 矿井设计生产能力

阳泉新景矿井田储量丰富，煤层赋存稳定，顶底板条件好，断层、褶曲少，倾角小，厚度变化不大，开采条件较简单，技术装备先进，经济效益好，煤质为优质无烟煤，交通运输便利，市场需求量大，宜建设大型矿井。

故确定阳泉新景矿矿井设计生产能力为 2.4 Mt/a。

3.2.3 矿井服务年限

矿井服务年限必须与井型相适应。

矿井设计可采储量 Z_k 、设计生产能力 A 矿井服务年限 T 三者之间的关系为：

$$T = Z_k / (A \times K) \quad (3-1)$$

式中： T ——矿井服务年限，a；

Z_k ——矿井设计可采储量，Mt；

A ——设计生产能力，Mt；

K ——矿井储量备用系数，取 1.5。

则矿井服务年限为：

$$T=252.22/(2.4 \times 1.5)=70.0 \text{ a} > 50 \text{ a}$$

符合《煤炭工业矿井设计规范》要求。

3.2.4 井型校核

按矿井的实际煤层开采能力、辅助生产能力、储量条件及安全条件等因素对井型进行校核：

(1) 煤层开采能力

井田内首采煤层 15[#]煤平均 5.3 m，为厚煤层，赋存稳定，厚度变化不大。根据现代化矿井“一矿一井一面”的发展模式，可以布置一个综采工作面保产。

(2) 辅助生产环节的能力校核

矿井设计为大型矿井，开拓方式为立井两水平上行开采。主立井采用箕斗提升，副立井采用罐笼辅助运输。运煤能力和大型设备的下放可以达到设计井型的要求。副井采用罐笼提升、下放物料，能满足大型设备的下放与提升。辅助运输采用防爆无轨胶轮车，运输能力大，对巷道底板起伏适应性强，调度方便灵活。

(3) 通风安全条件的校核

首采煤层 15[#]煤为高瓦斯煤层，煤尘不具有爆炸危险性，不容易自燃。开采中采用瓦斯抽采，矿井通风设专用回风大巷回风，前期中央并列式，后期采用两翼对角式，可以满足通风需要。

(4) 矿井的设计生产能力与整个矿井的工业储量相适应，有足够的服务年限，满足《煤炭工业矿井设计规范》关于表 3-1 的有关要求。

表 3-1 新建矿井设计服务年限

矿井设计生产能力 (Mt/a)	矿井设计服务年限 (a)	第一开采水平设计服务年限(a)		
		煤层倾角 <25°	煤层倾角 25°~45°	煤层倾角 >45°
6.0 及以上	70	35	—	—
3.0~5.0	60	30	—	—
1.2~2.4	50	25	20	15
0.45~0.9	40	20	15	15

4 井田开拓

4.1 井田开拓的基本问题

井田开拓是指在井田范围内，为了采煤，从地面向地下开拓一系列巷道进入煤体，建立矿井提升、运输、通风、排水和动力供应等生产系统。这些用于开拓的井下巷道的形式、数量、位置及其相互联系和配合称为开拓方式。合理的开拓方式，需要对技术可行的几种开拓方式进行技术经济比较，才能确定。

井田的开拓解决的是矿井全局性的生产建设问题，是矿井开采的战略部署。

井田开拓具体有下列几个问题需要确定：

- (1) 井田内的再划分，划分阶段、开采水平、采区、盘区或带区，合理确定开采水平的高度、数目和位置。
- (2) 确定井筒位置及工业广场位置。
- (3) 确定井筒形式、数目、功能、装备、断面、支护、深度（长度）及配置。
- (4) 确定井底车场形式、能力、线路和硐室。
- (5) 进行运输大巷和总回风道位置、数目、装备、断面、支护、方向和坡度。
- (6) 开掘井筒。井底车场、主石门、运输大巷、总回风道、采区石门等为全矿或开采水平服务的开拓巷道。
- (7) 确定各煤层、各采区、盘区或带区的开采顺序、采掘交替和配采方式。
- (8) 确定并实施开拓沿深方案。
- (9) 确定技术改造和改扩建方案。

确定开拓问题，需根据国家政策，综合考虑地质、开采技术等诸多条件，经全面比较后才能确定合理的方案。在解决开拓问题时，应遵循下列原则：

(1) 贯彻执行国家有关煤炭工业的技术政策，为早出煤、出好煤、高产高效创造条件。在保证生产可靠和安全的条件下减少开拓工程量；尤其是初期建设工程量，节约基建投资，加快矿井建设。

(2) 合理集中开拓部署，简化生产系统，避免生产分散，做到合理集中生产。

(3) 合理开发国家资源，减少煤炭损失。

(4) 必须贯彻执行煤矿安全生产的有关规定。要建立完善的通风、运输、供电系统，创造良好的生产条件，减少巷道维护量，使主要巷道经常保持良好状态。

(5) 要适应当前国家的技术水平和设备供应情况，并为采用新技术、新工艺、发展采煤机械化、综掘机械化、自动化创造条件。

(6) 根据用户需要，应照顾到不同煤质、煤种的煤层分别开采，以及其它有益矿物的综合开采。

本井田开拓方式的选择，主要考虑到以下几个因素：

(1) 贯彻执行国家对于煤炭工业的技术政策要求，为早出煤、出好煤创造条件。在保证生产可靠和安全生产的条件下减少开拓工程量，尤其是初期建设工程量，节约基建投资，加快矿井建设，尽快达产。

(2) 合理将开拓部署集中，简化生产系统以方便管理，避免生产分散导致管理混乱，做

到合理集中生产。

(3) 合理开发国家资源，减少煤炭损失。

(4) 必须贯彻执行煤矿安全生产的有关规定。要建立完善的通风、运输、供电系统，创造良好的生产条件，减少巷道维护量，使主要巷道经常保持良好状态。

(5) 要适应当前国家的技术水平和设备供应情况，并为采用新技术、新工艺、发展采煤机械化、综掘机械化、自动化创造条件。

(6) 本井田位于大单斜构造的西部，井田内褶曲属宽缓型褶曲，断层皆为小型层间断层，对矿井的采区划分无大的影响。综合分析，井田内地质构造复杂程度属简单偏中等类型。

(7) 本井田为高瓦斯矿井，15[#]煤层尘不具有爆炸性，煤不易自燃。

(8) 本井田可采煤层 15[#]煤层，平均倾角 5° 属近水平，可考虑进行带区或盘区布置。

4.1.1 井筒的确定

(1) 井筒形式的确定

井筒形式有三种：平硐、斜和立井。一般来说，平硐最简单斜次之立井最复杂。各井筒形式优缺点比较以及适用条件见表 4-1。

表 4-1 井筒形式比较

井筒形式	优点	缺点	适用条件
平硐	1.运输环节和设备少、系统简单、费用低。 2.工业设施简单。 3.井巷工程量少，省去排水设备，大大减少了排水费用。 4.施工条件好，掘进速度快，加快建井工期。 5.煤炭损失少。	受地形影响特别大	有足够储量的山岭地带
斜井	与立井相比： 1.井筒施工工艺、设备与工序比较简单，掘进速度快，井筒施工单价低，初期投资少。 2.地面工业建筑、井筒装备、井底车场简单、延深方便。 3.主提升胶带化有相当大提升能力，能满足特大型矿井的提升需要。 4.斜井井筒可作为安全出口。	与立井相比： 1.井筒长，辅助提升能力小，提升深度有限。 2.通风线路长、阻力大、管线长度大。 3.斜井井筒通过富含水层，流沙层施工复杂。	井田内煤层埋藏不深，表土层不厚，水文地质条件简单，井筒不需要特殊法施工的缓斜和倾斜煤层。
立井	1.不受煤层倾角、厚度、深度、瓦斯和水文地质等自然条件限制。 2.井筒短，提升速度快，对辅助提升特别有利。 3.当表土层为富含水层的冲积层或流沙层时，井筒容易施工。 4.井筒通风断面大，能满足高瓦斯、煤与瓦斯突出的矿井需风量的要求。	1.井筒施工技术复杂，设备多，要求有较高的技术水平。 2.井筒装备复杂，掘进速度慢，基建投资大。	对不利于平硐和斜井的地形地质条件都可考虑立井。

根据新景矿的地质条件，煤层倾角较小平均 5°，属于近水平煤层，埋深 400 m 左右；

矿井水文地质条件比较简单，涌水量小；地势高低起伏明显，但并没有较高的山峰，表土层平均 35 m，为薄表土层。因此不适合采用平硐开拓，可考虑使用立井或斜井开拓。

（2）井筒数目的确定

因为属于高瓦斯矿井，井田走向长度较大，煤层倾角较小，故在前期可以采用中央并列式通风，后期在边界加开两个回风井，需设置一个主井、一个副井、三个回风井，共计五个井筒。

（3）井筒位置的确定

井筒位置选择要有利于减少初期井巷工程量，缩短建井工期，减少占地面积，降低运输费用，节省投资；要有利于矿井的迅速达产和正常接替。因此，井筒位置的确定原则：

①沿井田走向的有利位置

当井田形状比较规则而且储量分布均匀时，井筒的有利位置应在井田走向中央；当井田储量呈不均匀分布时，应布置在储量的中央，以形成两翼储量比较均匀的双翼井田，可使沿井田走向的井下运输工作量最小，通风网路较短，通风阻力小。

②井筒沿井田倾斜方向的有利位置

井筒位于井田浅部时，总石门工程量大，但第一水平及投资较少，建井工期短；井筒位于井田中部时，石门较短，沿石门的运输工程量较小；井筒位于井田的下部时，石门长度和沿石门的运输工作量大，如果煤系基底有含水量大的岩层不允许井筒穿过时，它可以延深井筒到深部，对开采井田深部及向下扩展有利。从井筒和工业场地保护煤柱损失看，井筒愈靠近浅部，煤柱尺寸愈小，愈近深部，煤柱尺寸愈大。因此，一般井筒位于井田倾向方向中偏上的位置。

③有利于矿井初期开采的井筒位置

尽可能的使井筒位置靠近浅部初期开采块段，以减少初期井下开拓巷道的工程量，节省投资和缩短建井工期。

④地质及水文条件对井筒布置影响

要保证井筒，井底车场和硐室位于稳定的围岩中，应尽量使井筒不穿过或少穿过流沙层，较大的含水层，较厚冲积层，断层破碎带及高应力区。

⑤井口位置应便于布置工业广场

井口附近要布置主、副井生产系统的建筑物及引进铁路专用线。为了便于地面系统间互相连接，以及修筑铁路专用线与国家铁路接轨，要求地面平坦，高差不能太大。

由于本井田倾角平缓，故把井筒置于井田中央偏上位置，即工业场地之中。

此外还应考虑：

①有利于第一水平的开采，并兼顾其他水平，有利于井底车场和主要运输大巷的布置，石门的工程量要尽量少；

②有利于首采采区布置在井筒附近的富煤阶段；

③井田两翼的储量基本平衡；

④井筒不宜穿过厚表土层、厚含水层、断层破坏带、煤与瓦斯突出煤层或软弱岩层；

⑤工业广场应充分利用地形，有良好的工程地质条件，且避开高山、低洼和采空区，不受崖崩滑坡和洪水的威胁；

⑥工业场地宜少占耕地，少压煤；

⑦距水源、电源较进，矿井铁路专用线短，道路布置合理。

本井田主要可采煤层储量丰富，因此，井口位置的选择和工业场地的布置应尽可能做到少压煤，尤其是少压首采区，有利于初期采区的布置，初期不搬迁或少搬迁村庄。

4.1.2 工业场地位置

(1) 布置要求

①工业广场地应具有稳定的工程地质条件，避开法定保护的文物古迹，风景区、内涝低洼区和采空区，不受岩崩、滑坡、泥石流和洪水等灾害威胁；

②工业场地应尽量少占耕地，少压煤；

③距离水源，电源较近，矿井铁路专用线短，道路布置合理。

(2) 工业场地位置

结合以上要求，根据井筒位置，工业场地的布置：

①井田煤炭赋存中央和倾向的中上部；

②工业场地的位置选择在主、副井井口附近，即井田中央。

(3) 工业场地形状、面积

根据工业场地占地面积指标，确定地面工业场地的占地面积为 24 公顷，形状为长方形，由于本矿井没有明确走向，故长边为东西方向、短边为南北方向，长为 600 m，宽为 400 m。

4.1.3 阶段划分和开采水平的设置

本矿井井田阶段划分主要考虑的地质因素：

(1) 井田内煤层底板等高线在 300 m~520 m 范围内，落差为 220 m，煤层埋深总体由东南到西北逐渐加大。

(2) 井田内煤层倾角平均为 5°，局部倾角达 9°，属于近水平煤层；

(3) 井田东西长约 4.58~10.32km，南北宽约 3.87~5.21 km。

(4) 井田内褶曲属宽缓型褶曲，断层皆为小型层间断层，对矿井的采区划分无大的影响，地势高低起伏明显。

划分的依据：

(1) 有利于井田的开拓部署和首采区的巷道布置；

(2) 井底车场巷道及主要硐室位于较好的岩层中，有利于施工和维护；

(3) 有利于治理瓦斯；

(4) 具有合理的阶段斜长；

(5) 阶段内具有合理的带区及盘区数目；

(6) 要保证开采水平有合理的服务年限和足够的储量；

(7) 初期井巷工程量少，基建投资省，建井工期短，使得该水平高度在初期效益好。

本矿井主采 15[#]煤，煤层落差小，故采用单水平的布置，大巷标高为+485m。井田范围内不存在大的断层，有一些褶皱构造，属简单结构煤层。由于本矿井设计为 2.4 Mt/a 高产高效矿井，故应力求巷道布置和生产系统简单。考虑到目前高产高效的准备方式有带区式准备方式和盘区式准备方式，根据新景矿实际情况本设计采用带区式和盘区式并用的准备方式。

4.1.4 主要开拓巷道

由于本矿井的瓦斯含量较高，因此本设计初步考虑使用三条大巷：胶带运输、辅助运输大巷和专用回风大巷。胶带运输大巷，与主井连接负责煤；辅助运输大巷与副井连接，负责行人和辅助运输；专用回风大巷，与风井连接负责矿井通风。

目前主要开拓巷道分为煤巷和岩巷，二者各自优缺点以及适用条件如表 4-2 所示。

表 4-2 大巷布置位置比较

大巷位置	优 点	缺 点
煤层大巷	1.掘进施工容易，掘进速度快，有利于采用综掘； 2.能使矿井尽快投产，掘进出煤不出矸石； 3.沿煤层掘进能进一步探明煤层赋存情况； 4.能使矿井少出矸石，减少矸石的地面占用面积，有利于绿色矿井的建设，保护环境。	1.维护困难，维护费用高； 2.当煤层起伏、褶曲多时，如果大巷按一定坡度沿煤层掘进，则巷道弯曲转折多，不利于布置胶带机；如果大巷按一定方向掘进，则大巷起伏不平，不能用机车运输，且对排水不利。井田内断层多时很难保证大巷各段都进入煤层； 3.需留设保护煤柱，资源损失大； 4.当煤层有自然发火危险时，一旦发火就必须封闭大巷，导致停产。
岩石大巷	1.能适应地质构造的变化，便于保持一定的方向和坡度，在较长距离内直线布置，适应各种运输要求，提高大巷通过能力； 2.巷道维护条件好，维护费用低； 3.可以少留或者不留保护煤柱； 4.对预防火灾及安全生产有利； 5.布置比较灵活，有利于设置盘区、盘曲或带区煤仓。	1.岩石掘进工程量大，要求的掘进设备多，掘进速度慢； 2.掘进工期长，不利于矿井尽快投产； 3.掘进出矸多，需占用较大的地面面积，不利于环境保护； 4.如果煤层的走向没有完全探明，地质构造比较复杂，可能使大巷偏离煤层走向。

由于煤层底板多为砂岩，并考虑采动影响，大巷布置在底板岩层中，这样就增加了岩石巷道的掘进，使基建费用加大，也增加了设备的配备，维护费，但其优点也是显而易见的：减少了大巷保护煤柱，运输系统干扰降低，各种运输畅通，由于是厚煤层开采，通风安全性提高，优化通风条件，可以适当减少煤巷的维护，也能提高了煤炭采出率。与之相对的，使用煤巷也是有优点有缺点，故为了发挥煤巷岩巷各自的特点，在开拓中采用煤巷与岩巷并用，服务年限长的巷道采用岩巷，服务年限短的大巷布置采用煤巷。

4.2 确定矿井开拓延伸及开拓布置方案

4.2.1 矿井开拓方案

根据矿井煤炭赋存条件提出如下四个技术上可行的方案；

方案一：立井带区加盘区开拓

主、副井两水平均为立井，布置于井田中央，部分大巷布置在岩层当中，部分大巷设置在煤层当中，井田西北部和东部各设置一上山布置盘区。

双立井开拓，大巷标高为+485m，服务年限长的大巷即井底车场附近的東西走向部分大巷沿煤层底板 20m 的岩层掘进，服务年限短的大巷直接沿煤层底板掘进，在大巷两侧或单侧

进行带区式开采，西北部 and 东部布置煤层上山，沿上山两侧进行盘区式开采。运输大巷采用胶带输送机运输，辅助运输采用防爆型无轨胶轮车，工业广场布置在井田中央。

方案一平剖面图分别见下图图 4-1、图 4-2；

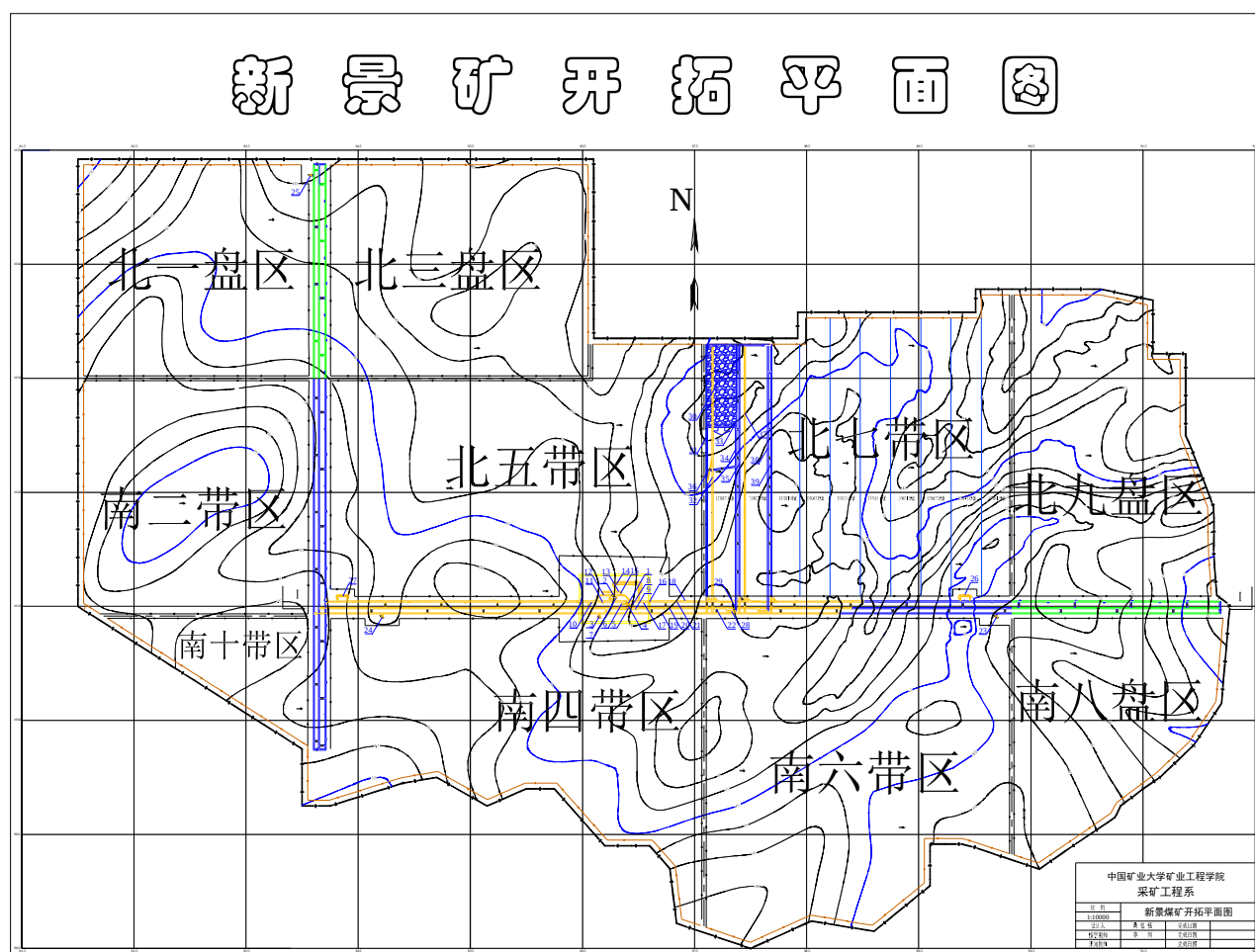


图 4-1 立井带区加盘区开拓平面图

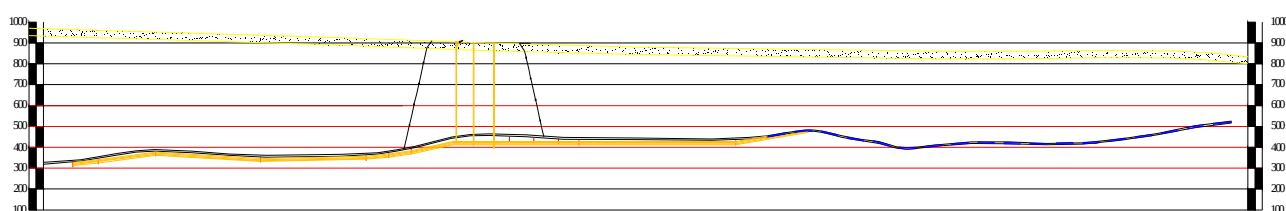


图 4-2 立井带区加盘区开拓剖面图

方案二：立斜副立带区加盘区开拓

主井为斜井，布置在井田偏东位置；副井为立井，布置于井田中央；部分大巷布置在岩层当中，部分大巷设置在煤层当中，井田西北部 and 东部各设置一上山布置盘区。

主斜副立开拓，大巷标高为+485m，服务年限长的大巷即井底车场附近的東西走向部分大巷沿煤层底板 20m 的岩层掘进，服务年限短的大巷直接沿煤层底板掘进，在大巷两侧或单侧进行带区式开采，西北部 and 东部布置煤层上山，沿上山两侧进行盘区式开采。运输大巷采用胶带输送机运输，辅助运输采用防爆型无轨胶轮车，工业广场布置在井田偏东部，井底车场布置在井田中央。

方案二平剖面图分别见下图图 4-3、图 4-4；

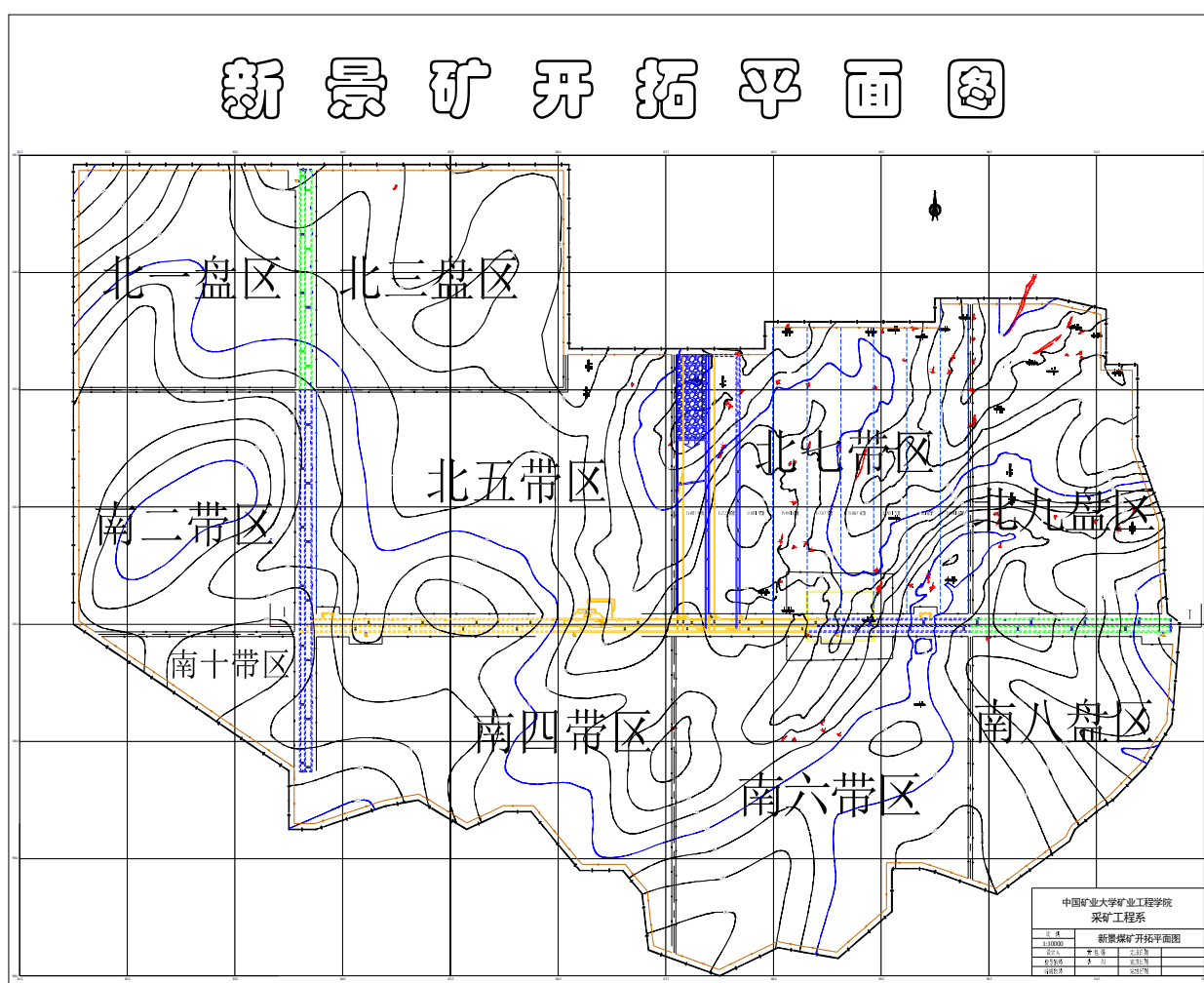


图 4-3 立斜副立带区加盘区开拓平面图

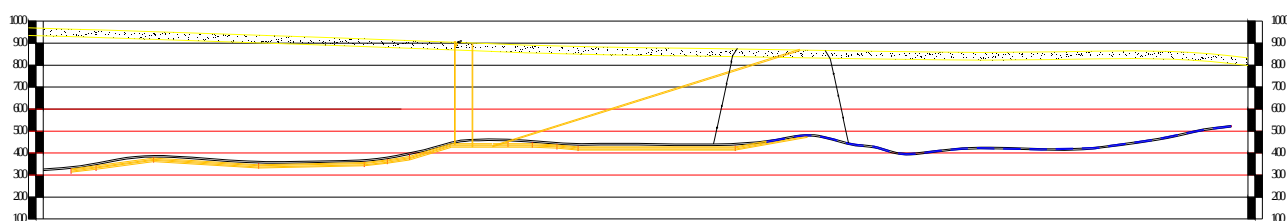


图 4-4 立斜副立带区加盘区开拓剖面图

方案三：立井带区开拓（岩石大巷）

主、副井均为立井，布置于井田中央，大巷布置在岩层当中。

双立井开拓，大巷标高为+485m，所有大巷均沿煤层底板 20m 的岩层掘进，在大巷两侧进行带区式开采。运输大巷采用胶带输送机运输，辅助运输采用防爆型无轨胶轮车，工业广场布置在井田中央。

方案三平剖面图分别见下图图 4-5、图 4-6；

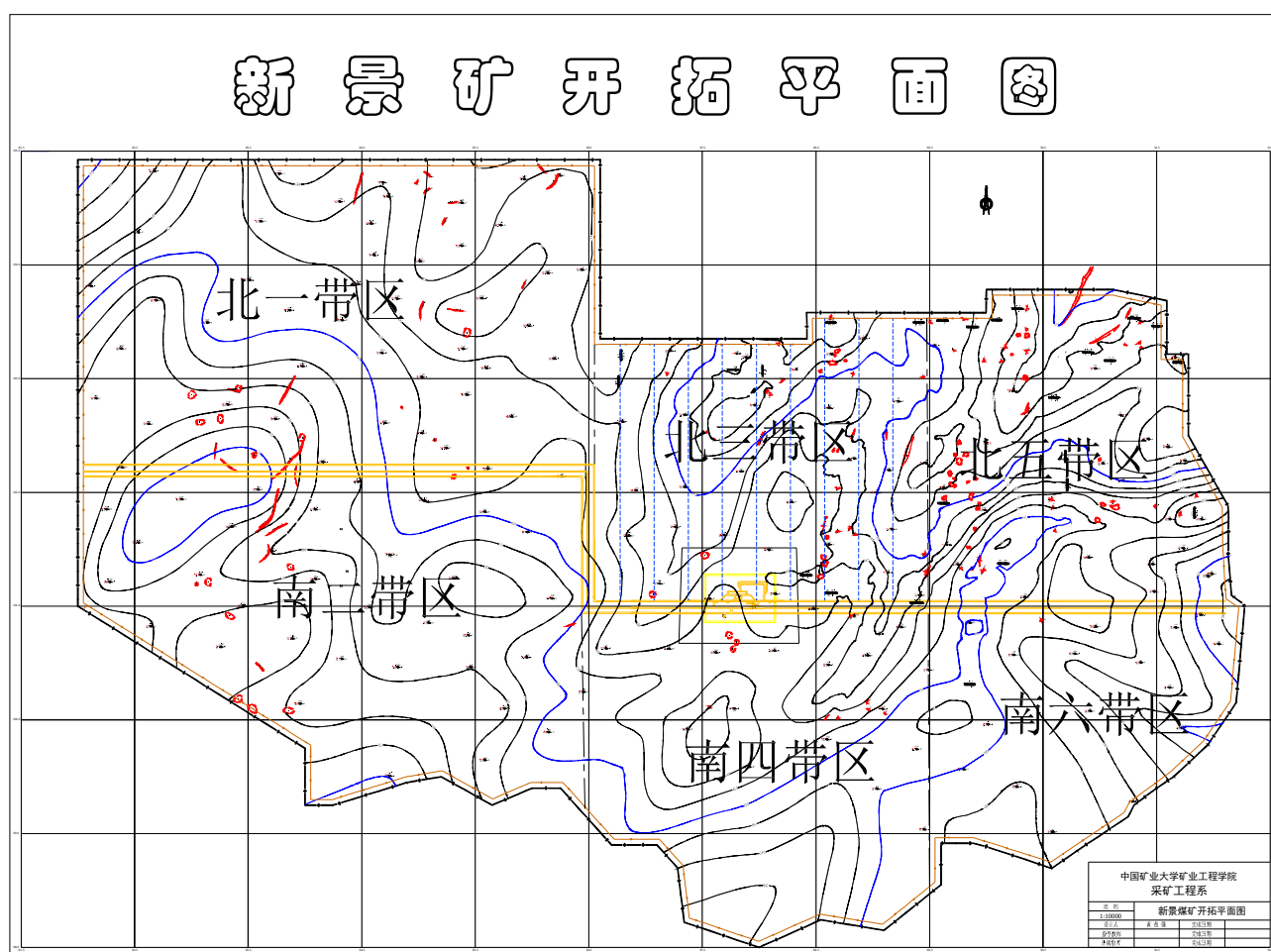


图 4-5 立井带区开拓（岩石大巷）平面图

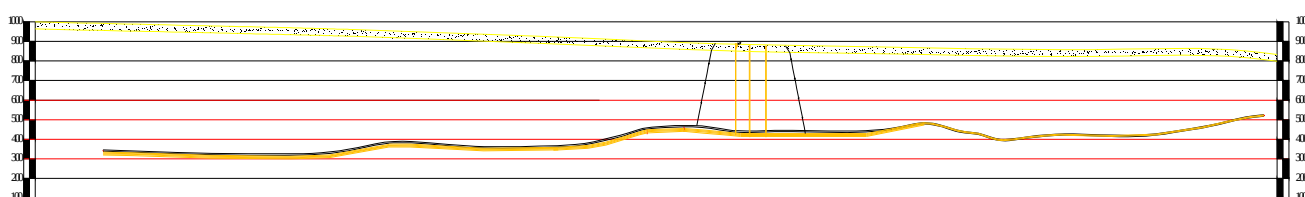


图 4-6 立井带区开拓（岩石大巷）剖面图

方案四：立井带区开拓

主、副井均为立井，布置于井田中央，部分大巷布置在岩层当中，部分大巷设置在煤层当中。

双立井开拓，大巷标高为+485m，服务年限长的大巷即井底车场附近的東西走向部分大巷沿煤层底板 20m 的岩层掘进，服务年限短的大巷直接沿煤层底板掘进，在大巷两侧进行带区式开采。运输大巷采用胶带运输机运输，辅助运输采用防爆型无轨胶轮车，工业广场布置在井田中央。

方案四平剖面图分别见下图图 4-7、图 4-8；

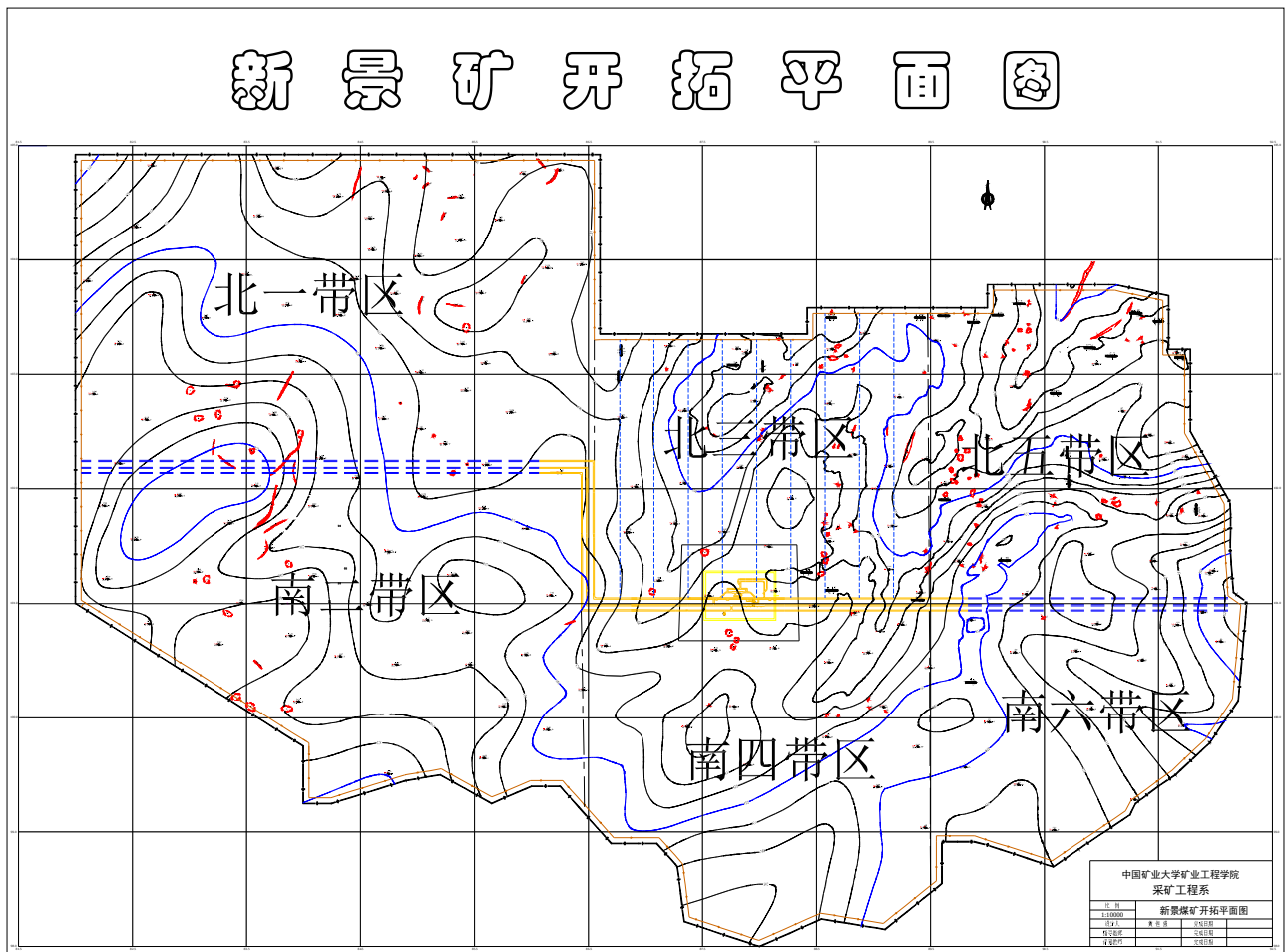


图 4-7 立井带区开拓平面图

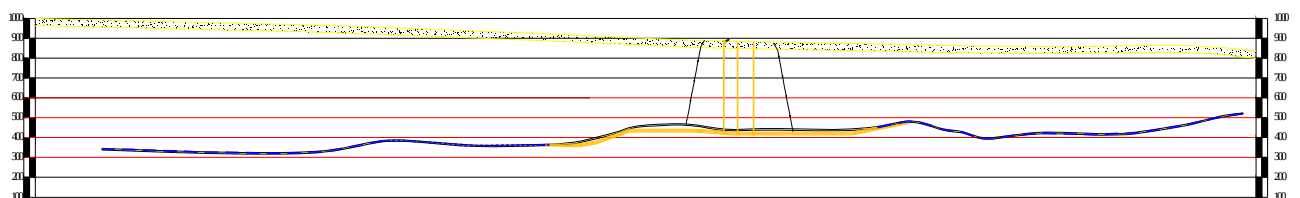


图 4-8 立井带区开拓剖面图

4.2.2 矿井开拓方案比较

(1) 方案分析

全套设计加 153893706

(1) 回采和掘进工作面以及回风巷中, 必须按规定定期检查瓦斯, 如发现异常, 必须按规定处理。

(2) 盲巷、盲硐、片帮及冒顶处等容易积聚瓦斯的地点, 必须及时处理。

(3) 掘进应采用双风机, 双电源和风电闭锁装置。

(4) 掘进与回采工作面应安设瓦斯自动报警装置。

(5) 大巷及装煤站应安设瓦斯自动报警断电仪。瓦斯超限后应自动切断供电及架线电源。

(6) 所有易产生煤尘的地点。必须采取洒水灭尘等防尘设备及除尘设施。

(7) 井下风速必须严格控制, 防止煤尘飞扬。井下所有煤仓和溜煤眼均应保持一定存煤, 不得放空, 不得兼作通风眼。

(8) 综采工作面应采取煤尘注水。按照保安规程设计悬挂岩粉棚和防水棚。

(9) 煤尘应定期清扫。巷道应定期冲刷, 各个转煤点应进行喷雾洒水。

9.7.2 预防井下火灾的措施

(1) 井下中央水泵房和中央变电所设置密闭门、防火门。并设置区域返风系统。

(2) 井下机电设备选用防爆型为原则。应加强机电设备的安装质量。并加强维修及管理。防止漏电及短路产生高温和火花。

(3) 对自然发火的煤层, 应加强煤炭与坑木的加收; 加强密闭, 及时密闭采空区; 对停采线进行黄泥灌浆或喷洒阻化剂; 分层开采还应在采区随采随注。

(4) 二阻化剂防火: 根据化验与实践, 本矿自然发火期长, 但为确保安全, 应预备部分黄泥用于危险时期灌浆。

9.7.3 防水措施

井巷出水点的位置及其水量, 前采空区积水范围、标高和积水量, 都必须绘出采掘工程图上。

主要水仓必须有主仓和副仓, 当一个水仓清理时, 另一个水仓能正常使用。

采掘工作面遇到下列情况之一时, 必须确定探水线, 进行探水, 确认无突水危险后, 方可前进。

-
- (1) 接近水淹或可能积水的井巷、老空或小煤矿时；
 - (2) 接近水文地质复杂的区域，并有出水征兆时；
 - (3) 接近含水层、导水断层、溶洞和陷落柱时；
 - (4) 打开隔离煤柱放水时；
 - (5) 接近有出水可能的钻孔时；
 - (6) 接近有水或稀泥的灌泥区时；
 - (7) 底板原始导水裂隙有透水危险时；
 - (8) 接近其它可能出水地区时。

10 设计矿井基本技术经济指标

表 10-1 设计矿井基本技术经济指标

序号	技术经济指标项目	单位	数量或内容
1	煤层牌号		优质无烟煤
2	可采煤层数目	层	1
3	主采煤层厚度	m	5.3
4	煤层倾角	(°)	1~10 (平均 5)
5	矿井工业储量	Mt	381.15
	矿井可采储量	Mt	252.22
6	矿井年工作日数	d	276
	日采煤班数	班	3
7	矿井年生产能力	Mt/a	2.4
	矿井日生产能力	t/d	9732.8
8	矿井服务年限	a	70
9	井田东西长度	km	11.8
	井田南北长度	km	8.6
10	瓦斯等级	-	高
	瓦斯相对涌出量	m ³ /t	12
11	通风方式前期	-	前：中央并列式；后：混合式
12	矿井正常涌水量	m ³ /h	15.3
	矿井最大涌水量	m ³ /h	17.3
13	开拓方式	-	立井带区盘区开拓
14	水平标高	m	485
15	生产的工作面数目	个	1
	备用的工作面数目	个	0
16	采煤工作面年进度	m	1324.8
17	开拓掘进队数	个	5
18	大巷运输方式	-	主运胶带，辅运无轨胶轮车
19	电动机类型	-	前：YBF560M2-10 后：YBF710S1-10
20	设计煤层采煤方法	-	大采高一次采全厚
21	工作制度	-	四六制
22	工作面长度	m	250
23	工作面推进度	m/月	110.4
24	工作面成本	元/t	120

参考文献

- [1]徐永圻.《采矿学》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003
- [2]杜计平.《采矿学》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2009
- [3]林在康, 左秀峰.《矿业信息技术基础》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2002
- [4]邹喜正, 刘长友.《安全高效矿井开采技术》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2007
- [5]张宝明, 陈炎光.《中国煤炭高产高效技术》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2001
- [6]钱鸣高, 石平五.《矿山压力及岩层控制》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003
- [7]于海勇.《综采开采的基础理论》. 北京: 煤炭工业出版社, 1995
- [8]王省身.《矿井灾害防治理论与技术》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1989
- [9]中国煤炭建设协会.《煤炭工业矿井设计规范》. 北京: 中国计划出版社, 2005
- [10]岑传鸿, 窦林名.《采场顶板控制与监测技术》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2004
- [11]蒋国安, 吕家立.《采矿工程英语》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1998
- [12]李位民.《特大型现代化矿井建设与工程实践》. 北京: 煤炭工业出版社, 2001
- [13]综采设备管理手册编委会.《综采设备管理手册》. 北京: 煤炭工业出版社, 1994
- [14]中国煤矿安全监察局.《煤矿安全规程》. 北京: 煤炭工业出版社, 2011
- [15]朱真才, 韩振铎.《采掘机械与液压传动》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2005
- [16]洪晓华.《矿井运输提升》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2005
- [17]中国统配煤矿总公司物资供应局.《煤炭工业设备手册》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1992
- [18]章玉华.《技术经济学》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1995
- [19]郑西贵, 李学华.《实用采矿 AutoCAD2010 教程》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010
- [20]王德明.《矿井通风与安全》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2007
- [21]杨孟达.《煤矿地质学》. 北京: 煤炭工业出版社, 2000
- [22]刘刚.《井巷工程》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2005
- [23]中国煤炭建设协会.《煤炭建设井巷工程概算定额》(2007 基价). 北京: 煤炭工业出版社, 2008
- [24]林在康, 李希海.《采矿工程专业毕业设计手册》. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2008

专题部分

新景矿处理周边老空区技术研究

摘要: 老空区处理问题是长壁采煤法采煤工序的重要一环,对于突出、高瓦斯矿井以及周围小矿林立老空区密布的新景矿更为重要。结合新景矿的实际情况,对于老空区的处理主要致力于瓦斯处理。周边老空区瓦斯集聚,影响矿井生产系统的安全生产,当老空区瓦斯涌出量过大时,工作面上隅角和回风流瓦斯浓度就极易超限。假如老空区瓦斯涌出治理不够恰当,轻则造成邻近工作面停产,而严重时也可造成瓦斯爆炸事故。根据现有经验和实践情况,回采工作面瓦斯治理主要通过老空区瓦斯抽放,老空区瓦斯抽放一般抽放流量大、瓦斯来源比较稳定的特点。现结合主要的一些瓦斯抽采等老空区瓦斯处理方法措施,进行分析和研究,并结合新景矿的实际情况,总结出新景矿周边老空区瓦斯治理方案。

关键字: 新景矿;老空区处理;瓦斯治理;瓦斯抽采

0 引言

虽然经济的增长脚步放慢,我国对煤炭的需求增加速度放缓,需求的增长大大低于产能的增加,使得现在煤炭产能处于严重过剩状态。至 2016 年,中国的煤炭产能已达到了 55 亿吨,超过了市场需求总量近 20 亿吨,如此之多的过剩产能使得中国煤炭行业处于全行业亏损之中。随着经济发展、产能严重过剩,煤炭开采销售的各项成本日益上涨,而煤炭价格确实水走船低,价格不大黄金时期的一半,这极大的压低了矿企的利润,让很多矿企濒临倒闭。在这本就陷入低谷的市场环境下,安全系数本就不高的煤炭行业的安全问题也被推到了风口浪尖。在世界各大主要产煤国家中,中国的煤炭赋存条件偏差,高瓦斯、煤与瓦斯矿区占了相当的一部分。

瓦斯问题一直是影响煤炭安全生产、制约开采的重大问题。根据初步统计,从矿井的数量上看,在 2010 年全国的高瓦斯矿井 2197 个,约占矿井总数的 17%;在这些高瓦斯和突出矿井中,从矿井成份划分,国有重点 226 个、占 10.3%,地方煤矿 300 个、占 13.7%,乡镇煤矿 1672 个、占 76.1%;从矿井井型看,30 万吨及以下的矿井 1650 处,占 75.1%;30~90 万吨(含 90 万吨)191 处,占 8.7%;90~120 万吨(含 120 万吨)121 处,占 5.5%;120~300 万吨(含 300 万吨)156 处,占 7.1%;300 万吨以上 79 处,占 3.6%;从产量上看,2010 年全国煤炭产量 32.4 亿吨,有超过 10 亿吨贡献自高瓦斯和突出矿井。从事故发生角度来看,根据国家煤矿安全监察局公布的全国煤矿事故统计数据表明,2001 年到 2008 年煤矿事故共造成了 23418 人死亡,其中由于瓦斯事故的死亡人数达 8013 人,占到煤矿事故导致死亡总人数的 34.2%,死亡人数在各类煤矿事故死亡人数中所占的比例最大。不完全调查统计,全国矿井老空区瓦斯涌出量占全矿井瓦斯涌出量的 25-30%,甚至部分矿井老空区的瓦斯涌出量占整个工作面的 60%以上,安全生产无法得到保障,甚至容易造成重大的瓦斯爆炸事故。因此,加强老空区瓦斯的治理以降低老空区瓦斯的涌出量,对实现煤矿安全和高效生产具有重要意义。

阳泉煤业集团下属新景公司属于煤与瓦斯突出矿井,每年耗费大量的资金和技术对瓦斯进行治理,对于老空区瓦斯治理亦是工作的重点。新景矿的老空区治理工作重点在于瓦斯治理,处理自然垮落之后老空区内的卸压瓦斯和之后聚集的瓦斯,防止老空区的瓦斯威胁矿井

的安全生产。新景矿周围矿井林立，很多都是以前的一些地方小矿，他们开采留下的老空区对于新景矿的安全生产是很大的隐患。这就使得新景矿老空区瓦斯治理不仅是在着力于回采工作完成后本矿的老空区，还要在准备和掘进过程中对于矿界周边的大量老空区执行一定的技术措施，加大了老空区瓦斯治理上的难度和工作量。

由于综采开采强度和生，促进快速、煤工作面瓦斯涌出量具有强度高、大数字以及平衡和其他的功能和综采高，挖掘长大太长时间，所以大老空区，经常导致气流和局部气（尤其是左上）溢出，造成对安全的巨大威胁。煤壁、落煤和老空区是工作面上瓦斯涌出的三个部分，在这之中老空区的瓦斯涌出在工作面瓦斯涌出中相对于另外两个部分占有很大的比例。在我国综采面多布置为长壁式回采工作面，一般而言在长壁工作面中，老空区的瓦斯涌出量占工作面总瓦斯涌出量的 30% ~ 40% 以上，在一部分地质环境中多者达 70% ~ 80%，老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，甚者将会酿成重大恶性事故，造成人员伤亡和巨大经济损失。为了保证较高的产量，必须保证一定的割煤速度，因此工作面煤壁、落煤瓦斯涌出难以有效控制，一般只能通过预抽减小煤的瓦斯含量。与煤壁和落煤相比，老空区瓦斯涌出量是相对复杂、老空区（尤其是左上）也影响因素很多、很好的空间是相对较大，通过老空区瓦斯的研究控制技术，可以更有效地采取相应的措施，治理老空区瓦斯。

1 老空区瓦斯治理现状

1.1 国外老空区瓦斯抽采技术现状

老空区瓦斯抽放方法和在上隅角瓦斯控制中的应用是世界产煤大国受到重视。法国使用压缩空气喷射控制煤的煤矿瓦斯工作面上隅角，日本前，苏联、波兰和德国与小型气动风机将在上隅角的脸-前，苏联与排水输送泵泵送上隅角的瓦斯吹气体积累。为此地位，澳大利亚，美国和独联体国家，是从国家本身煤矿一些功能为根据，开发出抽采矿和老空区瓦斯抽排开采煤层气的国家情况，瓦斯抽排挖掘手段，保证了国家煤矿开采过程中的安全问题，例如德国，一些国家老空区瓦斯抽中抽矿业总在煤矿开采量的份额大概占到 30%，保证工作面的安全，也得到了老空区气体使用的目的。从七十年代开始，波兰 UP 煤矿和德宾斯柯煤矿，运用集中钻孔抽放方式抽放瓦斯，获得成功。从外开采顶板和底板的扇状组的长的排水钻孔煤层甲烷浓度及挖掘的挖掘隧道压力救济瓦斯抽放。苏联卡拉干达煤矿，首先着手的高收益和高气和综合瓦斯抽放技术试验成功，这是在同一区域同时在最佳的方式，最大限度，对来自不同来源的瓦斯抽放的绘图几个综合排水方式。一些海外矿（德国卡普豪胜矿等），在特别气排水巷道瓦斯抽放顶板岩石开挖，很好的吸效果也取得了。

1.2 国内老空区瓦斯抽采技术现状

我国对于老空区的研究也同样非常重视，特别是二十一世纪以来，伴随着综合机械化开采的普及度提高，大采高一次采全高、放顶煤综采得到了大量的推广，这两种的开采特点：生产集中、推进速度快、产量高，所以，形成老空区面积大、老空区内的有相对落煤排放的气体，与围岩涌入老空区气体，这两部分气体主要由于工作表面进步过程中产生的挖掘移动层附近的裂缝的使或围岩内的气体涌入老空区，老空区的“呼吸”现象大或压力周期的屋顶使

气体集中涌入工作面、带领的挖掘表面气体涌入呈现出强度高、数量较大和不平衡的性别特征。老空区瓦斯涌出量在采面总瓦斯涌出量最高可占到 70~80%。

控制的重要性，铁法矿主要采用进口，梅香方法之外的所有关键国有煤炭矿井瓦斯在老空区抽放方法上隅角埋管，好下一次风屋顶气体在高气道，道，老空区封闭的萃取方法，老空区治理。淮南煤矿，包括使用高抽巷瓦斯抽放老空区采矿排放、屋顶、专用的车道到钻排水的主要技术手段。阳泉矿区相邻煤层气排水不只意味着瓦斯抽放老空区问题，在经济繁荣时期形成瓦斯综合治理的研究更多关注。中国煤炭行业正面临着严重的安全问题，继续加强事故预防的所有方面是重要的实现事故发生数量和大小有减少。

瓦斯抽放老空区矿区积极推动和气体处理方法，合理、有效的老空区瓦斯抽放方法实现选择减少上隅角瓦斯超限，老空区瓦斯抽放老空区气体流向主分布规律。为老空区瓦斯涌出量较大的脸，选择老空区气体抽付诸表决，并介绍行和本地处理瓦斯积聚，方法比虽然在一定程度上减少和易用性有脸回来浪漫气超级有限和局部瓦斯积聚问题，但是仍然存在一些其他方面的问题，如老空区瓦斯抽放效果一般穷人抽放的率低的问题，气体问题仍是满脸的安全限制，其原因是在使用的治理气相法石，是不全面的单滤波的方法，因此，老空区瓦斯治理效果差。前辈在矿井瓦斯抽挖掘研究领域内作出坚忍不拔的努力，已取得巨大成就，形成了一些比较成熟的理论知识像卸压抽挖掘理论，和抽挖掘周围钻孔瓦斯流动规律和在这流动的煤层气的理论，并在抽这个框架理论流中的煤层气开采的气体 and 气体抽油开采的"o"形圈理论同时也总结出了适应不同煤层条件夏瓦斯抽排挖掘方法。

目前，我国煤矿应用最为普遍的瓦斯抽采方法有如下 6 种：本煤层采前预抽采、本煤层边掘边抽、本煤层边采边抽、临近层巷道抽采邻近层巷道抽采、临近层钻孔抽采邻近层钻孔抽采、和老空区瓦斯抽采等。1952 年和 1954 年抚顺龙凤矿在我国第一次试验煤巷和穿层钻孔预抽煤层瓦斯方法得到了成功；1957 年阳泉四矿采用顶板穿层钻孔抽采卸压瓦斯获得成功，然后又采用顶板尾巷与地面钻孔、采用顶板高位尾巷抽采上邻近层卸压瓦斯方面都取得成功，开创了我国国家在上邻近层卸压瓦斯抽采的首例；我国在松藻矿打通汽矿及芙蓉矿的白皎矿，运用综合瓦斯抽放技术同样取得了较好的效果，总结该矿的综合抽放经验是从底板巷道打穿层钻孔(或配合顺层孔)先预抽、然后抽放邻近层瓦斯，同时采用打钻到冒落拱上方抽放老空区瓦斯，阳泉成功运用高抽巷法，它能将上邻近层瓦斯的抽采率提升到 85% 以上。邻近层卸压瓦斯抽采方法在我国得到普遍推广和应用，并得到了很大发展，针对在淮南矿进行的实验和工程实践说明，地处断裂带的邻近层在中程距离上可以高效、大流量抽采卸压瓦斯以及在较远的弯曲下沉带的卸压煤层能够做到高效、大流量抽采卸压瓦斯。

虽然国内外瓦斯抽采技术有了很大突破性进展，也取得了突出成就，但是，如何更好地解决此项抽采技术难题，是目前瓦斯抽采技术攻关研究的关键，高位钻孔抽采瓦斯的方法已成为煤层防治瓦斯向回采工作面瓦斯超限的有效方法和主要措施，对此项专题的研究已变得十分必要。

1.3 数值模拟分析数值解算的方法

对于老空区瓦斯浓度分布情况是逐步认识 and 发展的过程。章梦涛从场流角度给出了瓦斯

运移定解条件及 Galerkin 有限元解法, 早于波兰人 J. Roszkowski 和 W. Dziurzyfiski 应用计算机程序来计算老空区瓦斯浓度分布, 但是该算法数值解稳定性差。1996 年丁广骧引进了迎风格式有限元方法, 该方法数值解得以稳定。张瑞林等运用热力风压场的求解, 他将风流场和温度场连接起来, 同时利用有限单元法编制成的计算机程序来解算老空区自燃时的漏风流动情况、温度场和热力风压场三者的分布状况。建立综放老空区三维非稳定风流场、温度场及热力风压的联合解算数学模型, 运用有限单元和有限差分法进行了较深入的数学模拟分析和数值解算。崔凯对老空区遗煤状态进行了实测与分析, 运用有限元数值模拟方法求出综采放顶煤工作面老空区的风流运动规律的一维非线性渗流方程。李宗翔给出了非均质老空区渗流—扩散的有限元数值模型, 形象的描绘了老空区瓦斯涌出现状、瓦斯分布情况和老空区上隅角瓦斯积聚的流体力学基本理论。又基于非均质多孔介质漏风渗流方程, 多相气体渗流—扩散方程和多孔介质渗流综合传热方程[33] [34], 建立了老空区瓦斯与自然发火耦合数值模型, 开发了用迎风格式有限元方法联立求解的计算机程序(简称 G3)。张辛亥等通过对老空区渗流场的数值模, 得到了老空区渗流速度及浓度的分布。

2 新景矿周边老空区情况

2.1 新景矿简介

山西新景矿煤业有限责任公司(简称新景公司)隶属于阳泉煤业(集团), 井田走向长约 12.0km, 南北倾斜宽约 7.5km, 面积为 64.7477km², 采用主斜井、副立井、分煤组、分区通风的开拓方式, 矿井采用主斜井—副立井综合开拓方式, 全井田现有 11 个井筒, 分别为主斜井、副立井、芦湖南进风立井、芦湖南回风立井、芦湖北进风立井、芦湖北回风立井、张家岩回风立井、佛洼进风立井、佛洼回风立井、保安进风立井、保安回风立井。划分现为南北两个条带九个分区, 利用两个水平开采井田煤层, 主采 3 号、8 号、15 号煤层, 有佛洼 3#煤采区、保安 3#煤采区、芦北 3#煤采区、芦南一区 8#煤、芦南 8#煤北翼采区、15#煤东采区、15#煤西采区、15#煤二区、+420 水平芦南分区(准备采区)。2014 年核定生产能力达 500 万吨/年, 服务年限为 85 年。

新景公司地面现有 35/6kV 变电站五座, 即黄沙嘴、芦南、芦北、佛洼、保安变电站, 供给井上、下用电。神堂嘴瓦斯抽放站电源由三矿神堂嘴配电室供电。所辖 35KV 架空线路共 10 条, 长度约 4.67km, 铁塔 122 基。5 个变电站全部实现综合自动化, 35kV 线路保护为光纤差动保护。全矿最大负荷 33000kW。

全矿共有两个综采工作队组, 一个综放队组, 分别在 8#煤 2114 工作面、3#煤 3103 工作面、丈八西区 80117 工作面; 全矿有四个综掘队组、四个开拓队组, 共有 13 个掘开工作面。

全部采用综合机械化采煤(液压支架: ZY6400-17/31、ZF6200-17/32H、ZY5000-16/35; 采煤机: MG-400/930-33D、MGTY-300/700-11D、), 安装一套自动化采煤工作面; 掘开系统采用锚杆、锚索联合支护工艺, 矿井机械化程度达到 95%以上; 在岩巷掘进工作面引进了先进的扒渣机, 实现了出矸连续化作业; 矿井安全监测监控系统采用 KJ90NB 型煤矿安全综合监控系统集采矿和工业环境、生产监控、多屏动态显示、工业电视监视、洗煤厂监控、瓦斯抽放系统监控、风机监测、主副井提升监测及采煤机监测为一体的计算机监控网络系统, 由地面中心站设备、工业以太环网平台网络及安全监控系统的监控分站、备用电源箱、各种智

能传感器、传输电缆和系统软件组成。对井下各个地点的风速、温度、粉尘、瓦斯含量、一氧化碳含量等有关参数进行实时监控；拥有 KJ-25 型井下人员定位系统，对下井人员进行实时监控；井下供电实现了配电室无人值守；井下皮带全部实现集中控制；建立了井下辅助运输信集闭系统；在瓦斯治理方面，采用千米钻机施工区域抽放孔，进行大范围、长距离、长时间抽放，采用液压钻机施工局部防突卸压孔技术均收到良好效果；开通了泄漏通信、小灵通电话，在井上、井下均可实现无线通信；建立完善了矿井压风自救系统、供水施救系统、井下紧急避险系统(井下安装了救生仓)；建立了一流的井下员工培训基地；建立了污水处理站，实现了生产、生活污水循环利用零排放；为彻底解决 3#煤的瓦斯突出问题，在保安、佛洼采区的实施了上行开采

2.2 新景矿周边矿井情况

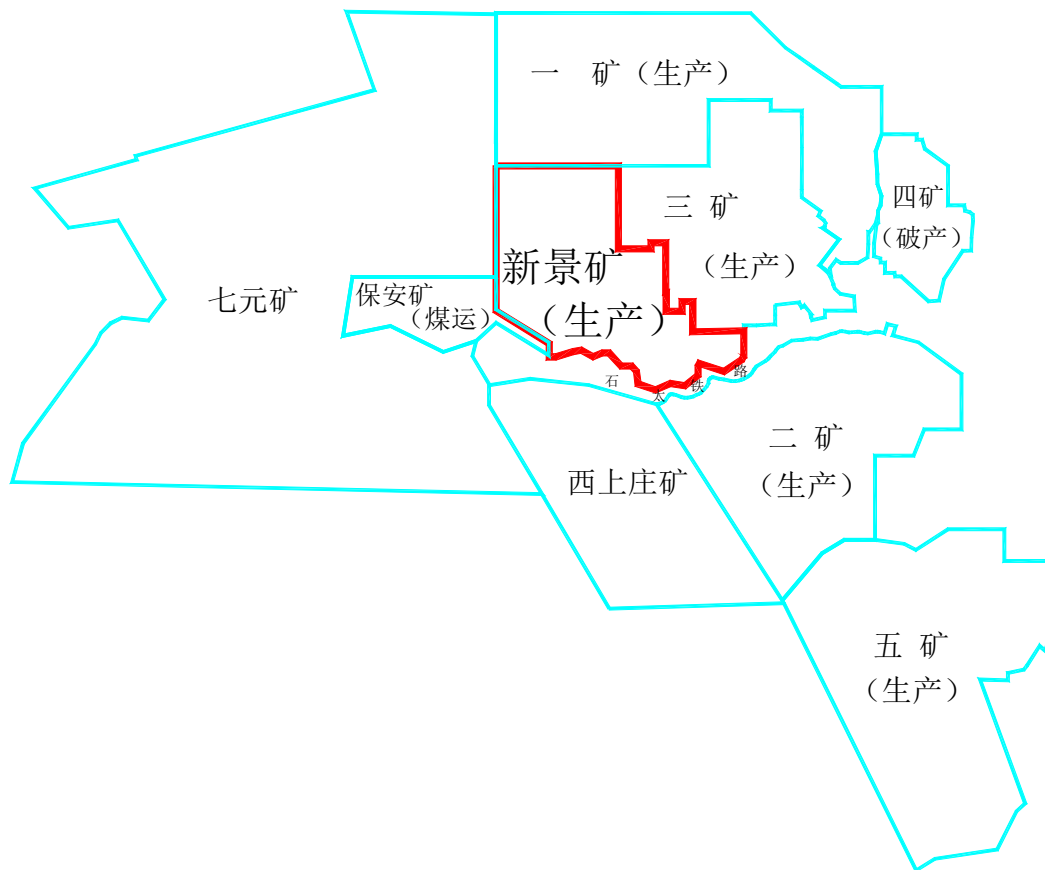


图 2-1 新景公司 3#煤开采界限和周边主要矿井示意图

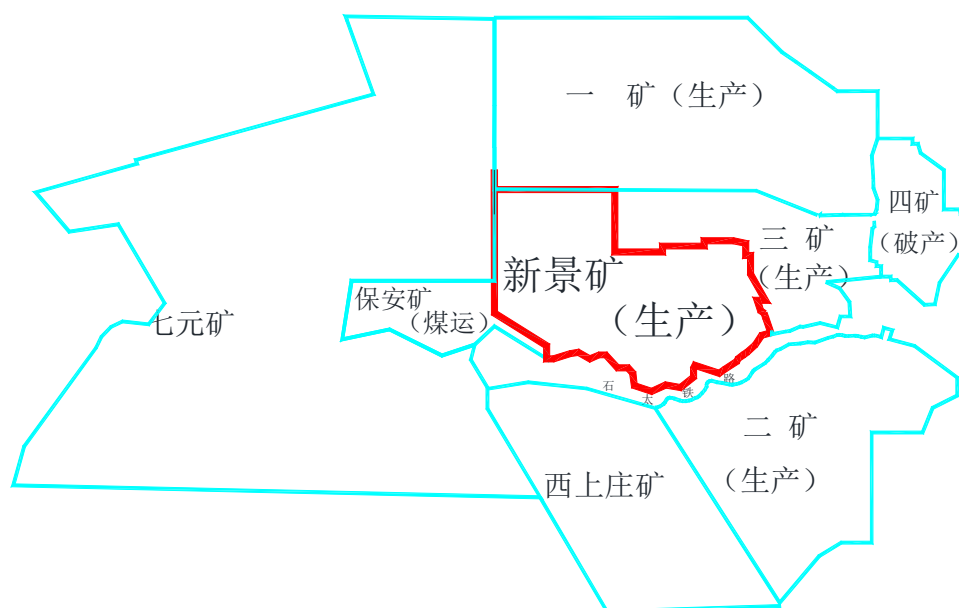


图 2-2 新景公司 15#煤开采界限和周边主要矿井示意图

以上新景矿两个主要开采煤层井田边界大型矿井分布情况，以前的小矿、地方矿企并未包含在内，其边界主要情况可概述如下：

东部边界：以阳泉三矿和二矿井田境界为界。

西部边界：以七元矿和保安矿井田境界为界。

南部边界：以阳泉二矿和西上庄矿井田境界为界。

北部边界：以阳泉一矿和三矿井田境界为界。

阳煤一矿与井田北部相邻，阳煤三矿与井田东部相邻，保安矿与井田西南部相邻，七元矿与井田西部相邻，阳煤二矿与井田东南部隔河相望；阳泉郊区马家坡煤矿（已关闭）位于井田东北部，阳泉郊区坡头及神堂煤矿位于井田东部，阳泉郊区旧街煤矿位于井田南部。

周边矿井老空区对于新景矿安全生产影响主要在于以上图中并未标记出的一些地方矿井，他们产量不大、开采中经常跨界偷采、无视边界煤柱留设，只着力于煤炭的采出，忽略各项安全措施。正是这些处于危险边缘的老空区，会对于新景矿的安全开采造成巨大威胁。

对于新景矿周边老空区处理的挑战就在于，新景矿地处沁水煤田。沁水煤田地质构造条件简单，煤层倾角平缓，矿井小构造不甚发育且赋存规律性很强，水文地质条件大部分都不复杂，煤田现有矿井地质条件属中国最优越之列。除东北隅阳泉一带煤层瓦斯含量高，部分矿井属高瓦斯矿井和少量为突出矿井处，煤田中其余大部分矿井为低瓦斯矿井。新景矿和周边矿井处于沁水煤田瓦斯最高的区域，各矿井均为高瓦斯矿井，有一部分是煤与瓦斯突出矿井，这使得老空区瓦斯集聚成为威胁矿井开采的重大隐患。

3 老空区处理方法

3.1 老空区瓦斯抽采原理和影响因素

3.1.1 老空区瓦斯抽采原理

煤层开采以后，在其顶板受采动的影响会形成三个带：冒落带、裂隙带和弯曲下沉带。

在有压差的作用力下, 瓦斯大量的有临近层 ($Q_{\text{邻}}$)、本煤层瓦斯流涌入老空区 ($Q_{\text{本}}$), 同时也有回采过程中部分留在老空区落煤, 该部分煤也有部分瓦斯散出 $Q_{\text{粉}}$, 老空区内总的瓦斯量: $Q_{\text{总}} = Q_{\text{邻}} + Q_{\text{本}} + Q_{\text{粉}}$ 。空区瓦斯抽放是一种解决老空区高瓦斯浓度的一项重要措施[36] [37]。采用机械方式使老空区和与它相通的管道能够产生压差, 老空区大量的高浓度瓦斯被抽出, 老空区瓦斯涌向工作面造成工作面瓦斯的超限达到减少和避免, 风排瓦斯量得到减少, 以及高浓度瓦斯得到了合理利用的目的[38]。在压力差、采动因素的影响制约下, 储存在围岩和邻近层的瓦斯将渗流到老空区, 另外, 在进行回采时, 通过残留在老空区的碎煤, 部分瓦斯将被释放出来。利用老空区与老空区相通的管道之间的压差, 将老空区的瓦斯通过机械抽采的方式利用管道将其抽出, 进而在一定程度上减少了老空区向工作面涌出的瓦斯量。一般情况下, 当老空区出现以下几个条件时才需要进行瓦斯抽采:

①当工作面回风顺槽风流和上隅角中的瓦斯浓度高, 瓦斯超限频繁, 并且通过通风的方法难以解决;

②当上隅角空间中的瓦斯浓度大多数时候超过或达到 4%, 并且老空区涌出的瓦斯在工作面回风流中占总量的 40%-50%甚至更多时;

③采用下行开采的方式对整个工作面进行处理, 也需要对老空区的瓦斯进行抽采;

④当工作面紧挨着其他工作面老空区或者工作面的回风侧的旁边有老空区时, 需要采用老空区抽采法;

⑤当其他的抽采方法失效时, 可以采用老空区抽采作为补充或辅助方式。

3.1.2 老空区瓦斯抽采影响因素

煤矿老空区瓦斯抽采的应抽强度和推进距离、风量、工作面产量及老空区的气象分布等密切相关[3]。

(1) 工作面推进距离的影响

随着工作面的不断向前推进, 老空区的长度也随之不断增加, 同时也增加了老空区的容积, 老空区瓦斯的涌出量也将逐步增加。随着推进距离的增大, 老空区瓦斯的涌出量先增大后再变小, 表现出一种非线性的关系。因为随着老空区范围的扩大, 老空区上下岩层的煤, 以及残留煤将会大量解吸吸附的瓦斯量, 进一步导致工作面瓦斯的涌出量大大增加[4]。随着工作面的推进, 以及时间的不断推移, 受解吸作用的影响, 老空区中四周的煤岩中瓦斯含量已经开始衰减, 并且已经超过在工作面推进过程中增加的解吸量, 这种衰减在老空区的深部更是明显。随着工作面的推进距离的增加, 整个工作面的瓦斯涌出量反而减少。

(2) 采面生产能力的影响

影响瓦斯涌出量的直接因素是煤矿工作面产量。通常情况下, 瓦斯涌出量随着产量的增加而增大, 但是两者之间不是简单的线性关系。当工作面产量达到一定程度时, 瓦斯涌出量将不再按照原来的比率增加, 表现出波动性变化。这是因为, 工作面瓦斯的涌出量一方面包含落煤释放的瓦斯, 另一方面包含老空区中残留煤, 并且吸附瓦斯到释放往往需要相关的条件和时间。

(3) 大气压力变化的影响

对于老空区的瓦斯来说, 当流量、负压等抽采条件相同时, 其抽采强度通常情况下与大气压力成反比关系, 与采面生产能力成正比关系。在这种情况下, 可以根据这个关系和当地

大气压的实际情况进行绘制老空区瓦斯浓度与大气压之间的关系图，对于防治工作面瓦斯具有重要的意义。

3.1.3 瓦斯抽放的意义

为了减少或解除矿井瓦斯对煤矿安全生产的威胁，利用机械设备和专用管道造成的负压，将煤层中赋存或释放的瓦斯抽放出来，送到地面或其他安全地点的做法，叫做抽放瓦斯，所抽放出瓦斯数量的多少叫做抽放瓦斯量。抽放瓦斯的重要意义主要有以下三点：首先，抽放瓦斯可以减少开采时的瓦斯涌出量，从而减少瓦斯隐患和各种瓦斯事故。是保证安全生产的一项预防性措施。其次，抽放瓦斯可以减少通风负担，能够解除通风不易解决的瓦斯难题，降低通风费用。尤其针对瓦斯涌出量很大的矿井或采区，瓦斯抽放在技术上和经济上都是必须的。第三，煤层中的瓦斯同样是一种地下资源，将瓦斯抽采出来送到地面作为燃料和原料加以利用，可以起到保护环境和提高经济效益的作用。同时包括以下几点：

- ①降低瓦斯浓度在采煤工作面瓦斯涌出和避免瓦斯浓度超过安全极限；
- ②可以减少老空区瓦斯积聚，防止瓦斯爆炸事故的发生，避免不必要的伤亡事故；
- ③可以使用提取的气体对人们的工业生产和日常生活的危害，创造较好的社会效益；

④甲烷对臭氧的破坏二氧化碳的 16 倍，通过排水和使用也可以减少大气污染，有利于生态环境的保护。煤的天然气，是积极的一面，有一个坏的一面。煤矿瓦斯抽放与利用，不仅导致煤矿瓦斯事故的发生，减少，也能提高矿井的大气，也可作为能源，合理利用天然气，并能为社会创造显著的经济价值[39] [40]。

3.2 老空区探测方法

周边老空区的地质条件、顶底板条件与本矿资料存在一定的差异和未知，故在制定处理措施之前，进行详细有效的探测是非常必要的。目前老空区探测主要采用的是一些地球物理学方法，主要方法和原理见下。

3.2.1 老空区的地球物理特征

地下局部煤层采出后，在岩体内形成一个有一定规模的空间，周围的应力平稳状态遭受破坏，会产生局部的应力集中，采空区顶板在上覆岩层压力的作用下，发生变形、断裂位移、冒落。由于各自的地质条件不同，采空区被空气、地下水、泥砂等介质所充填，采空区内介质与围岩相比，都存在明显的物性差异，这是各种物探方法探测的地球物理前提条件[1]。

煤层采空区与完整地层相比，地层变得疏松，介质的密度降低，同时使传播于其中的地震波速度下降。而它不论被什么介质所充填，在其边缘部位都存在一个明显的波阻抗反射界面，采空区内介质和围岩介质的波速存在明显的差异，浅震地震反射波法正是利用这一物理前提来探测地下采空区的。煤层被采空以后，短期内形成一定规模的充气空间，造成采空区相应地层的电性与围岩电性不同。当采空区上方岩层在重力作用下发生塌陷变形[2]，地下水便沿破碎岩层和裂缝向采空区汇集并溶解大量的电解质。因此充水采空区具有低

阻高极化率的电性特征。由于地下水的充填及地表水沿裂缝向采空区渗漏，其电阻率将明显发生变化，与围岩电性形成较明显的差异，为可控源音频大地测深法提供了前提条件。由于采空区存在两种界面：一是岩体介质与空气或地下水的界面，二是致密岩体与松散岩体的接触界面。它们都存在明显的电磁性差异，导致雷达波在传播过程中产生反射，可产生明显的反射界

面。利用这一特性,即可圈定出采空区的分布范围,确定其埋深。

3.2.2 探测老空区方法及原理

由于采空区介质与围岩相比,都存在明显的物性差异,这是具备各种物探方法试验的地球物理前提。

(1) 浅层地震反射波法

根据地震勘探基本原理,可知当遇到波阻抗界面时产生反射波,从而得到地下介质信息。故在采空区边缘部位可以形成地震记录中反射波同相轴。若当煤层采空及其顶板遭受破坏后,在地震时间剖面上显示反射波组的中断或消失,在煤层采空区引起的上覆岩层破坏对地震波有很强的吸收频散衰减作用,使反射波频率降低,破碎围岩及裂隙对地震波衰减还表现为反射波波形变得不规则、紊乱甚至产生畸变。这些可作为识别采空区是否存在的标志。浅层地震反射波法一般是对小规模的地进行探测,与一般地震勘探相比,观测系统设计灵活,道间距小,采样间隔小,面波干扰严重,对处理要求较高。

(2) 探地雷达法地质雷达

是利用高频电磁波以宽频带短脉冲的形式,由地表通过发射天线送入地下,经地下异常体反射后返回地面,被接收天线所接收,形成雷达图像,用来解释异常。从地质雷达探测地下采空区的基本原理出发,从理论上对采空区的雷达图像进行模拟计算,提出了常见采空区基本雷达图像特征阐述了地下采空区判识法。本文把采空区近似成一球体模型进行讨论[3]。如图 3-1 所示,介电常数为 ϵ_1 的均匀半空间内有一介电常数为 ϵ_2 球状体,其顶部埋深为 h ,半径为 r 。电磁波发射点为 T ,接收点为 R , TR 之间距离为 d (很小忽略不计)。根据电磁波直线传播原理,由 T 点发射的电磁波经球体界面反射到达 R 点接收,设

$TP = y$,则有:

$$(y+r)^2 = (h+r)^2 + x^2$$

$$\text{整理得, } \frac{(y+r)^2}{(h+r)^2} - \frac{x^2}{(h+r)^2} = 1$$

从公式可以看出此时为虚实轴相等的双曲线方程,这就是地质雷达探测地下采空区的基本图像特征,故寻找采空区异常时可以清晰的看到双曲线的异常。有时煤层被开采后,煤层上覆岩层中出现裂隙甚至顶板冒落塌陷,岩层被破坏,不仅造成煤层与顶底板的电性差异不复存在,而且造成电磁波的吸收衰减非常严重。因而,对应煤层层位的反射波能量急剧降低,波组零乱,很难形成能量较强的反射波,甚至反射波消失出现“空白带”。

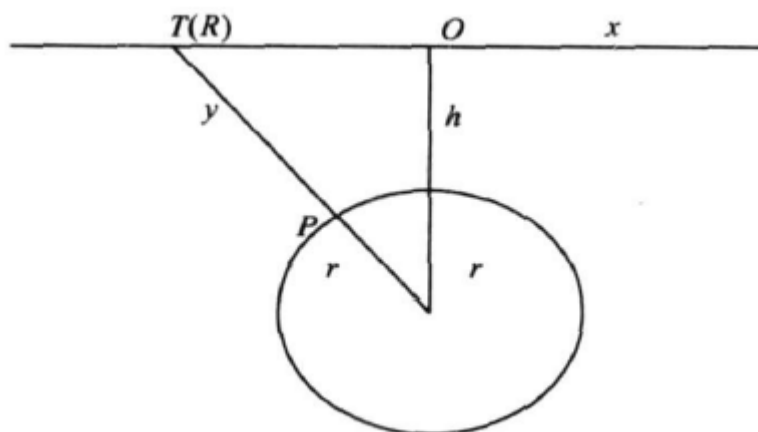


图 3-1 探地雷达法探测采空区示意

(3) 可控源音频大地电磁法

采空区由于地下水的充填及地表水沿裂缝向采空区渗漏，其电阻率将明显发生变化，与围岩电性形成较明显的差异，电阻率异常特征上表现为形成的视电阻率相对高低不同，为 CSAMT 勘查提供了前提条件。该方法由人工向地下供入音频谐变电流建立电磁场，通过仪器在地面接收从地下反馈来的带有地层特征的信息，根据不同时代、岩性地层电性特征达到勘查目的。图 3-2 为 CSAMT 法野外工作布置示意图。地表电阻率固定时，电磁波的传播深度(或探测深度)与频率成反比，高频时，探测深度浅，低频时，探测深度深[4]。人们可以通过改变发射频率来改变探测深度，达到频率测深的目的。地下若存在采空区，而且未有积水，则异常为高阻异常，等值线密集闭合，异常中心视电阻率较高，与视电阻率正常值相差较大；回填或原始坡积物或裂隙发育异常一般为相对高阻；而推测地下存在采空区若有积水，则异常为低阻异常。

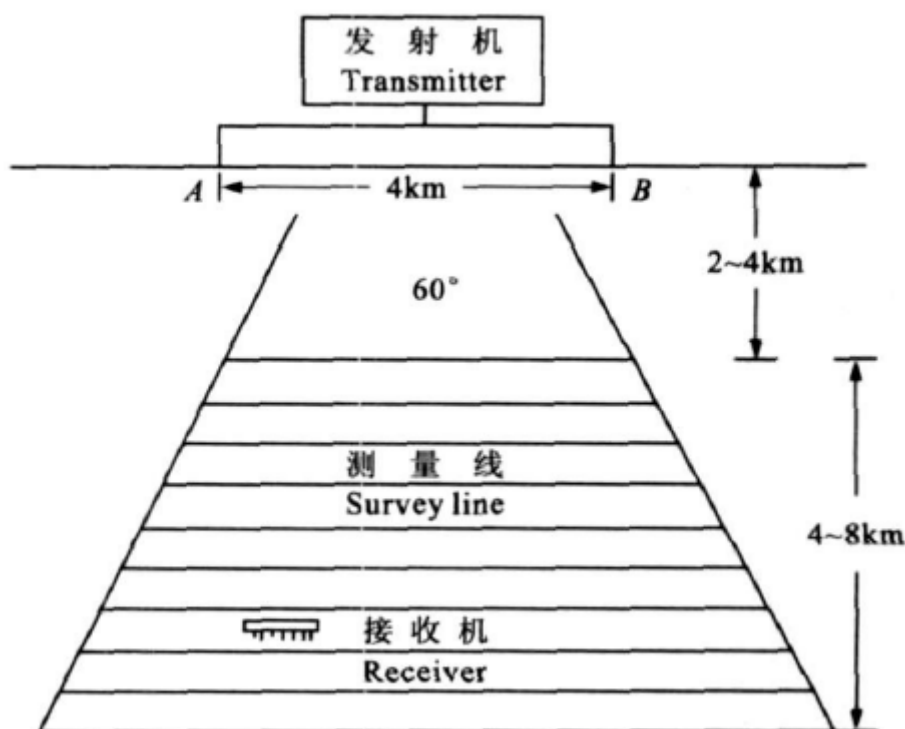


图 3-2 CSAMT 法野外工作布置示意图

3.2.3 物探在新景矿周边老空区探测实例

(1) 浅层地震法

某区部分煤层被开采, 留有大量的采煤巷道采空区。采空区的存在对正常使用建筑用地存在严重威胁, 需要进行工程治理[5, 6]。仪器采用德国 DMT 公司生产的 SUMMIT 多道数字地震仪, 0.5ms 采样率, 检波器选用 3 个 100Hz 检波器蹲点串联组合。为了最大限度地压制面波干扰以及增强信噪比, 根据本区表层地震地质条件和以往的经验, 激发方式采用 10m 井深, 0.3kg 硝氨炸药。本区共布置了 4 条二维测线, 采用排列不动, 炮点按顺序移动的激发方式。针对本次勘探目的层较浅, 处理的目标是在保证资料真实性的基础上提高信噪比, 适度提高分辨率。对处理过程中的各个环节都要求进行认真的参数测试, 处理流程如图 3-3 所示。图 3-4 是本区一条测线解释成果, 剖面图中 50ms 处为基岩面, 勘探目的层为剖面上 220 ~ 330ms, 剖面图中煤层反射波同相轴缺失, 或出现一些低频、零乱的弱反射解释为可能的采空区(图中椭圆标识为煤采空区)。图中标识了三处, 分别是在 0 ~ 20 道, 40 ~ 60 道, 80 ~ 120 道有明显的反射同相轴缺失, 连续性较差。

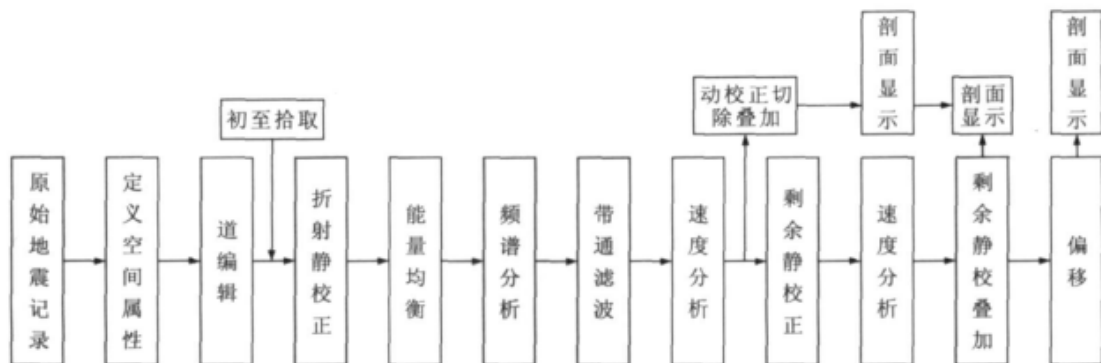


图 3-3 浅层地震法处理流程示意图

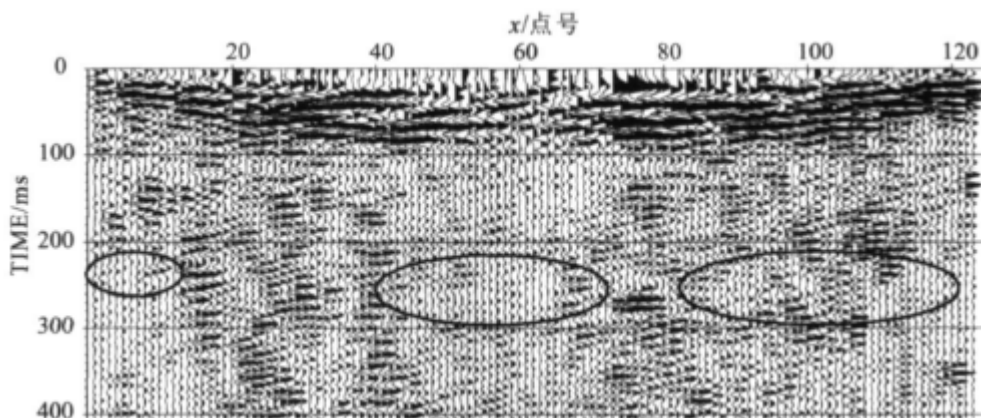


图 3-4 老空区浅层地震探测时间剖面图

(2) 探地雷达法

本次采用瑞典 SGAB 公司生产的 RAMAC/GPR 探地雷达, 考虑到浅表地质条件变化较大, 电磁波衰减严重, 选用 25MHz 和 50MHz 频率天线进行试验, 其中 25 MHz 天线主要适用于探测 5 ~ 50m 深度范围内的地下介质, 50 MHz 天线主要适用于探测 4 ~ 30m 深度范围内的地下介质。图 3-5 是选取的其中一条剖面, 图中被圈定为采空区范围。在图的时间剖面上, 反射波不连续, 出现“空白区”, 就表明此处有一个很明显的采空区, 上部采空区范围为

横坐标为第 1003 ~ 1075 道之间,纵坐标为 550 ~ 650ns 之间,水平位置距测线起点 51 ~ 100m,深度为 33 ~ 39m 之间。

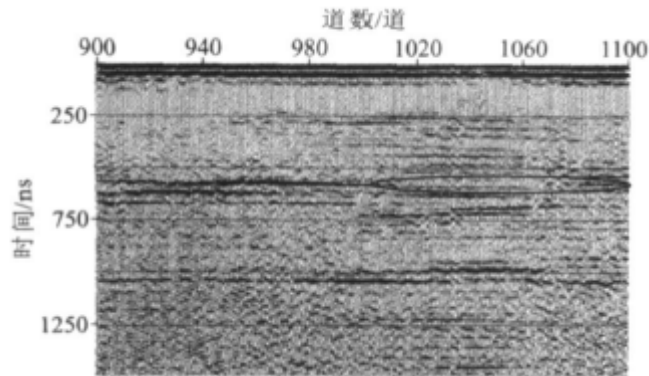


图 3-5 3[#]煤周边某老空区雷达探测时间剖面

(3) 可控源音频大地电磁测深法

某区进行煤炭采空区积水探测,应用国际上最先进的大地电磁系统,经过严格的实验工作,探测工作取得令人满意的效果。对野外采集的数据首先进行野外数据干扰剔除、去噪、静态校正及近场校正等处理,然后进行反演成像处理,处理得到了各测线反演后断面图,处理流程如图 3-6 所示。图 3-7 为某采空区探测视电阻率断面图。从断面图上可以看出,140 ~ 260m, 420 ~ 500m 之间目的层位置视电阻率相对较低,为采空区积水的反映(图中用椭圆标出),该区有 3 条断层。

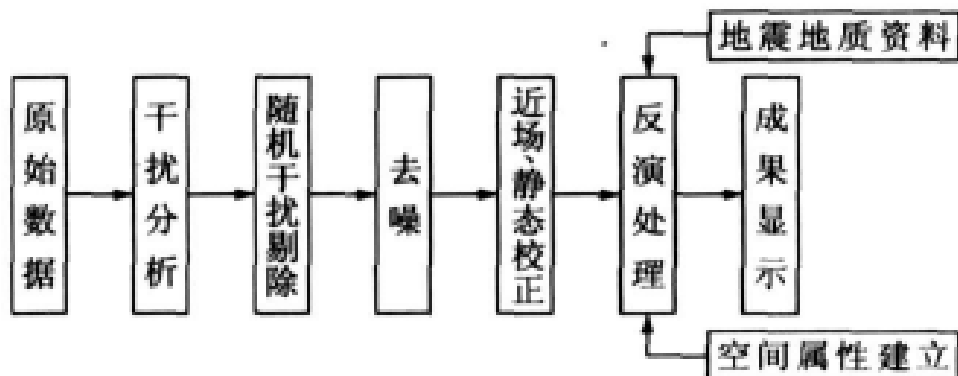


图 3-6 CSAMT 资料处理流程图

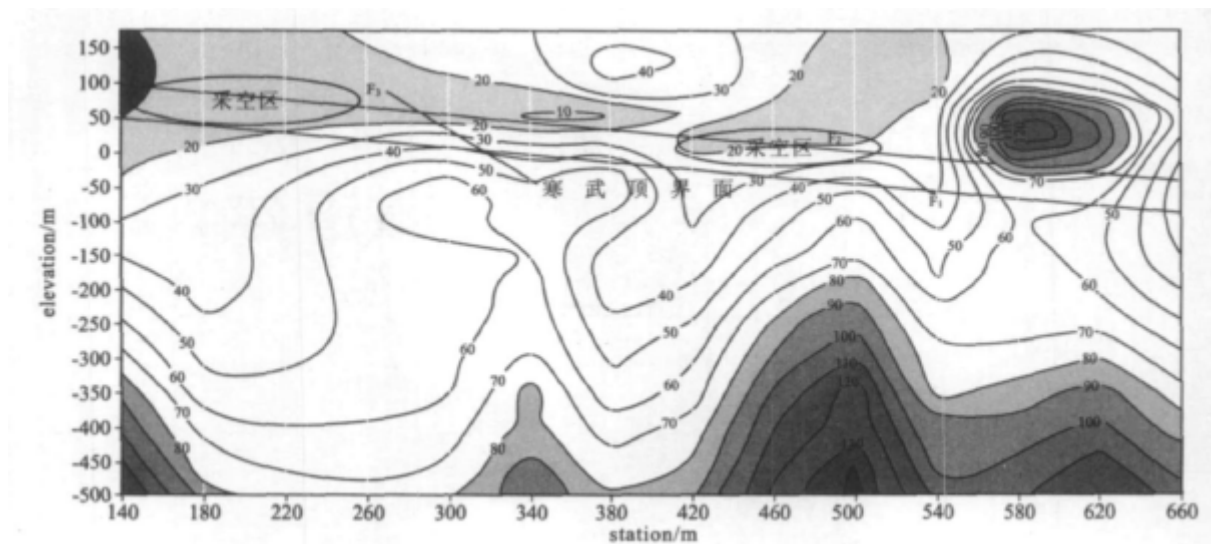


图 3-7 3#煤周边某老空区 CSAMT 探测视电阻率断面

3.3 老空区瓦斯处理方法

如图 3-8 所示, 采空区瓦斯抽放方法根据采空区类别按瓦斯来源可分成 3 类: 回采工作面采空区瓦斯抽放方法、老采空区瓦斯抽放方法、报废矿井瓦斯抽放方法。其中回采工作面采空区瓦斯抽放方法又为冒落带(冒落拱)瓦斯抽放、采空区积聚瓦斯抽放及回采工作面上隅角局部积聚瓦斯抽放等 3 种方法。而采空区瓦斯抽放方法又根据实施方式的不同分为钻孔抽放方式、巷道抽放方式、插(埋)管抽放方式。本文主要依据瓦斯来源分类方式展开。

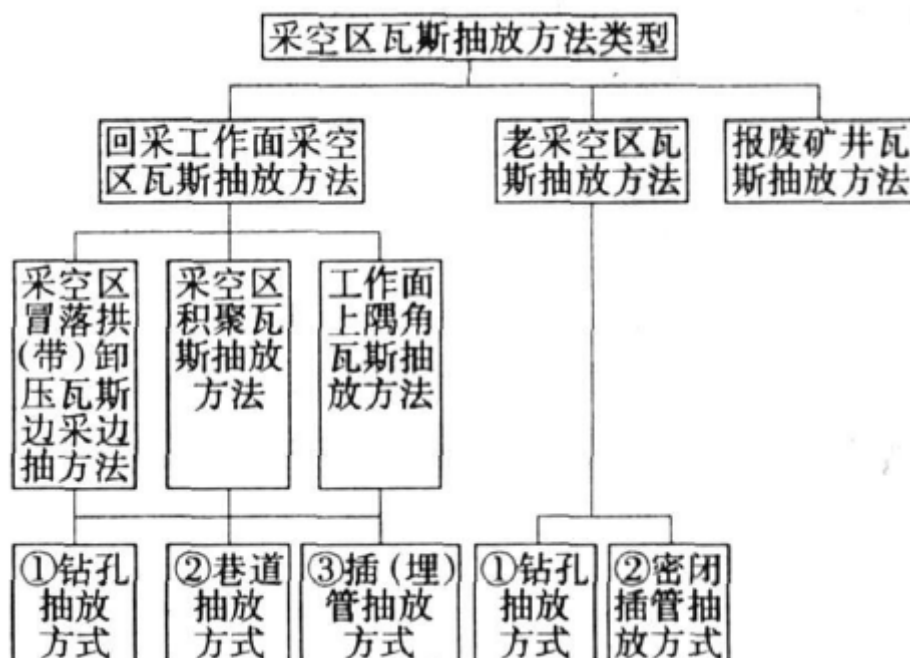


图 3-8 采空区抽放瓦斯方法分类

3.3.1 老空区瓦斯涌出与分布特点

采空区瓦斯涌出特征与煤层的赋存、开采条件密切相关。采空区瓦斯主要是由采空区内

丢煤和邻近煤层的两部分组成。对于单一煤层开采,采空区瓦斯主要来源于采空区内丢煤和少部分围岩涌出的瓦斯。一般情况下,由于煤层开采,破坏了煤、岩体的压力平衡状态,上下部负荷卸除,引起煤、岩体移动,并向采空区方向膨胀,从而导致包括错动而产生的各种方向裂隙与采空区沟通,形成了向采空区排放瓦斯通道。这样邻近层的瓦斯在其自身压力作用下,通过这些通道向采空区放散。为查明瓦斯在采空区内的运动、体积分数分配分布等规律,中国矿业大学、黑龙江龙煤矿业集团、鹤岗矿业集团公司等单位在抽放期间进行跟踪测试。结果表明,采空区瓦斯体积分数分布和采空区瓦斯移动规律如下[1]:

(1)采空区瓦斯在工作面切眼 1 ~ 12 m 范围内体积分数变化较小,一般在 3 %~ 8 % 之间;在 12 ~ 20 m 范围内瓦斯体积分数变化幅度较大,一般在 10 %~ 18 %;在 20 ~ 40 m 范围内瓦斯体积分数升高较快,一般在 20 %~ 35 %;在 40 ~ 60 m 范围内瓦斯体积分数变化较小,一般在 35 %~ 50 %之间。

(2)采空区瓦斯流动大体可划分为 3 个带:涌出带(距切眼 0 ~ 20 m 范围内)、过渡带(距切眼 20 ~ 40 m 范围内)和滞留带(距切眼 40 m 以外)。在涌出带中,采空区丢煤和卸压邻近层解吸的瓦斯向工作面 and 采空区排放,进入涌出带的瓦斯流动速度较快,多以层流形式存在,且这部分瓦斯几乎全部被工作面风流和采空区的漏风流携带到回风道内。随着工作面的推进,采空区进入过渡带,过渡带的瓦斯在工作面和采空区压差作用下,一部分进入工作面,另一部分暂时或滞留在采空区内,该区域瓦斯流动速度也明显下降,流动呈现出不平衡性,处于层紊交错阶段。进入滞留带时,释放采空区内的瓦斯一般滞留在采空区的深部,流动速度较低。上述三带不是固定不变的,随着工作面的推进向前移动,采空区瓦斯涌出三带出现“浪涌”现象。

(3)涌出带、过渡带和滞留带的范围受煤层开采条件,特别是开采高度、顶板岩性和采空区瓦斯涌出源供给情况等因素的影响。同时,由于受工作面风流和采空区漏风的影响,各带中的瓦斯体积分数也各不相同,滞留带最高,过渡带次之,涌出带最低。

3.3.2 采空区瓦斯抽放可行性

向冒落带打钻或用低位集中瓦斯巷道方式比邻近层瓦斯抽放抽放率低,抽放瓦斯体积分数也要低,但比埋管抽放采空区积聚瓦斯的抽放率及体积分数要高。抽冒落带邻近层瓦斯及插埋管抽采空区积聚瓦斯,技术上都是可行的。插管抽放(排)上隅角瓦斯,在技术上也是可行的,但一般体积分数较低(<20 %),所以需要单设 1 趟抽放瓦斯管路进行抽放。此外,当煤层属于容易自燃及自燃煤层,采空区瓦斯抽放时,必须实施采空区自燃发火监测,抽放负压不能过大,以防止采空区煤的自燃[2]。

3.3.3 老空区瓦斯抽放方法

(1) 回采工作面采空区瓦斯抽放方法

国内外的实践表明,进行采空区瓦斯抽放是解决煤矿瓦斯问题有效途径。由于工作面开采方法和巷道布置的差异,导致抽放采空区瓦斯的方法较多,其中抽放效果较好方法有以下几种:

①引导抽放法。利用抽放邻近采空区的瓦斯引排现采空区瓦斯。在煤层无自燃发火危险的工作面,如其上区段有采空区存在时,应首先考虑强化抽放上区段采空区内的瓦斯,在上区

段采空区内形成一个负压区,破坏新、老采空区内的压力平衡,使现采空区的瓦斯在上区段采空区抽放负压的作用下流入上区段采空区,达到间接抽放采空区瓦斯的目的[3]。

②高位钻孔抽放。钻孔孔底应处在初始冒落拱的上方,以补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,有的可以抽出较高体积分数的瓦斯,钻孔的单孔瓦斯流量可达 $2 \sim 4 \text{ m}^3/\text{min}$ 左右,可使采空区瓦斯涌出量降低 $20\% \sim 35\%$ 。这种钻孔不仅可抽来自上部邻近层的瓦斯,亦可抽取采空区积聚的瓦斯。

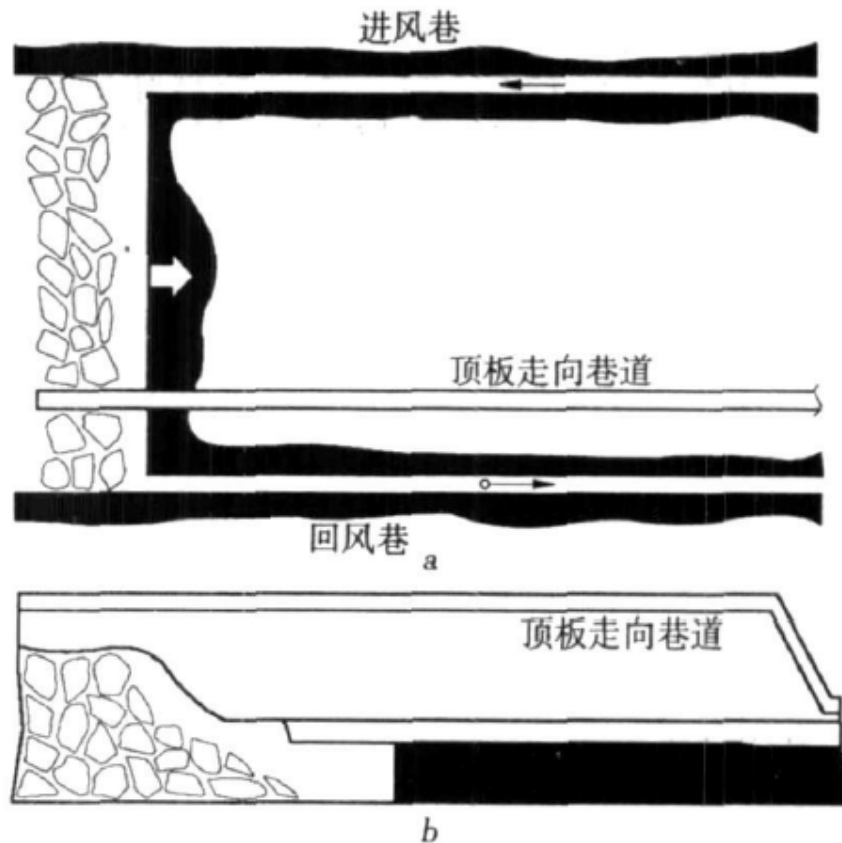


图 3-9 顶板走向高抽巷道抽放

③埋管抽放法。埋管法抽放,一般是沿回采工作面的回风巷的上帮敷设 1 条 108 mm 的瓦斯管,随着工作面的推进,瓦斯管的一端逐渐埋入采空区,瓦斯管路每隔一定距离设 1 个三通,并安立管和阀门,可以开闭。埋管的有效长度一般为 $20 \sim 50 \text{ m}$ 。图 3-10 为埋管抽放采空区瓦斯方法示意图

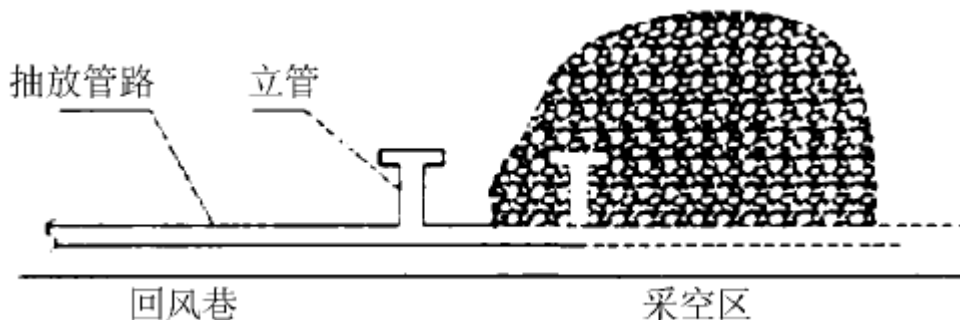


图 3-10 埋管抽放采空区瓦斯方法示意图

④尾巷抽放采空区瓦斯。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情况下,采取的逐段密闭瓦斯尾巷,是接管抽放采空区瓦斯的一种方式。该方法可在最佳抽放位置对采空区瓦斯进行强化抽放。首先在采空区内负压区,在采场内形成通风负压与抽放负压相对平衡,实现采空区均压抽放,防止采空区瓦斯涌向工作面。该方法抽放采空区瓦斯效果显著,但在日常管理上有一定的难度。

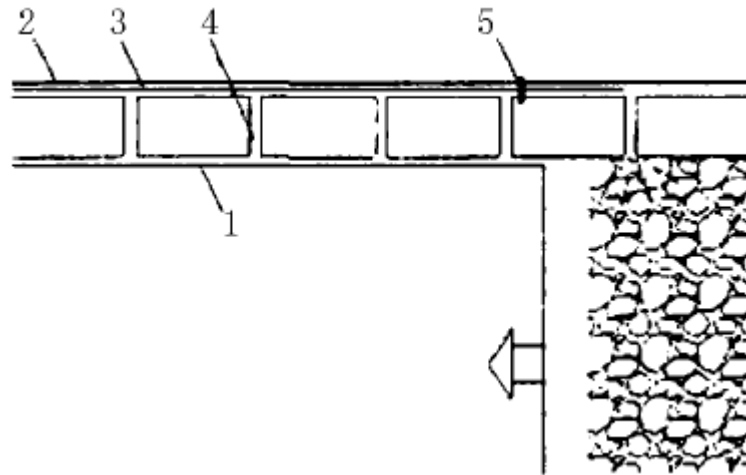


图 3-11 尾巷抽放瓦斯布置示意图

1.回风巷 2.瓦斯抽放尾巷 3.瓦斯管 4.联络巷 5.密闭

⑤顶板尾巷抽放。煤层群开采的综采或综放工作面,在采空区瓦斯涌出量较大时,可采用顶板尾巷抽放采空区瓦斯。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。

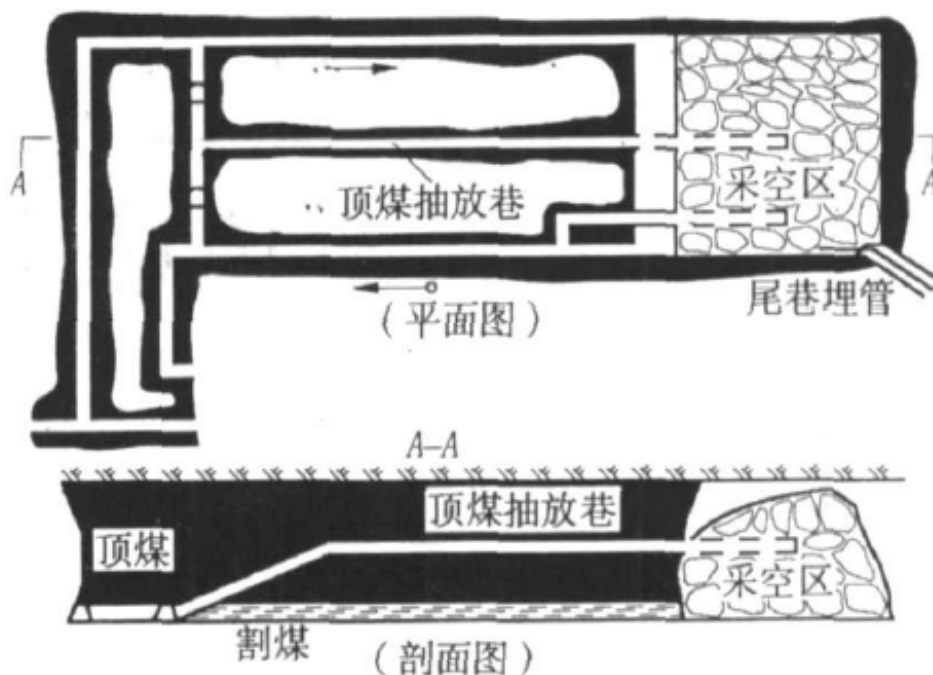


图 3-12 顶板尾巷抽放

(2) 老采空区瓦斯抽放方法

老采空区内容易积聚着大量瓦斯。随着上邻近层的卸压范围增大,远距离邻近层也会下

沉而卸压涌出瓦斯。

①密闭插管大面积老采空区瓦斯抽放方法。当相邻多个工作面采完时，时常会互相联通。故可在最后一个工作面的回风尾巷密封处，增设一道密封，插入大直径管子进行抽放。

②井下钻孔抽放老采空区瓦斯方法。抽放瓦斯钻孔可以从已采区的保留巷道向老采空区打高仰角走向钻孔，也可以从下一工作面回风巷或尾巷打高仰角的穿层钻孔。

③地面钻孔抽放老采空区瓦斯方法。一般在地面钻孔抽放上邻近层瓦斯后，可以在工作面回采结束后继续再抽放老采空区瓦斯。国内外应用效果都较好，不再赘述。

(3) 顶板老空区抽放

在下分层巷道掘进过程中，由于其上覆假顶锈结差，遗存在上分层采空区破碎岩块之间的大量游离瓦斯不断向下分层掘进工作面涌出，巷道断面瓦斯分布存在层流，靠近巷道顶部瓦斯浓度高达，造成掘进工作面出现高浓度瓦斯超限，仅靠风排无法正常掘进进尺。在此情况下，可随工作面前移向前方上分层采空区内打仰斜短钻孔抽放积聚瓦斯，并通过管道将其排出。戊掘进工作面采用此法，每布置一组钻孔两个，上、下帮各一个，孔深，孔径，钻孔从煤层距顶板处开孔打入老空区（见图 3-13）。通过抽放，系统浓度达到，抽放流量达，累计抽出瓦斯万。掘进工作面风流中瓦斯浓度降至以下，最高日进尺达，实现了下分层掘进工作面的快速安全掘进。

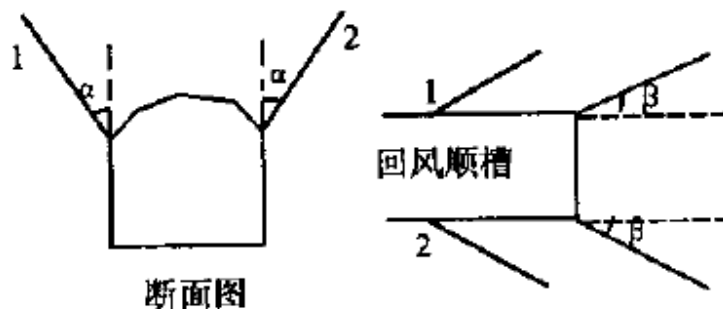


图 3-13 钻孔布置示意图

(4) 密闭老空区抽放

相邻区段掘进过程中，因沿空送巷留设小煤柱、巷帮使用管缝锚杆、中心偏等原因造成巷道透老空区、顶板活动与老空区沟通等各种因素造成相邻采空区的瓦斯涌入掘进巷道，尤其是在相邻工作面停采线附近。因此，需对相邻采空区内积聚的瓦斯进行抽放，以消除危害。如对丁已采采空区进行抽放，在其回风顺槽密闭处铺设抽放管路，安设！型移动式瓦斯抽放泵抽放瓦斯。

3.4 老空区综合治理

3.4.1 老空区覆岩破坏规律及采空区稳定性评价研究

(1) 采空区覆岩破坏规律及采空区稳定性评价研究

六十年代以来，煤炭科学研究总院唐山分院、枣庄、本溪矿务局根据我国建筑物的特点，提出了建筑物受采动影响的破坏程度与地表变形值的相互关系。近几十年来在煤矿采空区塌陷力学机理研究、运用相似材料模拟和数值分析等试验及开采沉陷预计理论研究等方面均取得了可喜成果。随着对老采空区地表利用增加。越来越多学者对老采空区稳定性的机理进行

了深入的研究,对老采空区稳定性的机理进行了比较全面的分析,获得了老采空区“活化”机理、规律、地基评价方法和老采空区处理方法等研究成果,并且进行了老采空区上方的建筑实践[2,6-81]。老采空区稳定性受老采空区内因素和外部(地面建筑)荷载作用因素两大方面的影响。地面建筑荷载对采动破裂岩体地基的扰动是浅部采动破碎地基或老采空区活化的重要原因之一。在地面建筑荷载作用下,地基土体中将产生附加应力,并按一定规律向下传递,改变老采空区上方破裂岩土体地基的受力状态。地面建筑的类型、基础形式、荷载大小不同,其作用于地基上的附加应力的分布形式、地基沉降量、地基扰动深度也不同。有的学者提出,在没有其它外力作用时,只要地面建筑地基附加应力不直接波及到老采空区冒落裂缝带时,地面建筑荷载就不会造成老采空区的活化。

(2) 老采空区治理技术研究

对老采空区上方地表进行合理利用,在采取一定措施下,才可能保证地表建构筑物的安全。目前,对老采空区治理技术的研究主要集中在老采空区综合地质勘察技术、采空区治理工艺研究和老采空区治理质量检测技术研究等几个方面。建 f 构)筑物下采空区的处理措施主要有直接处理方法和间接处理方法。直接处理方法主要有全部充填采空区、局部支撑覆岩或地面建构筑物、注浆加固和强化采空区围岩结构、提前释放老采空区沉降潜力;间接处理方法采用抗变形方法和后期修补方法。

3.4.2 老空区综合地质勘察与治理

(1)老采空区综合地质勘察技术研究

对采空区的形态及性质研究,即准确把握场地的工程地质条件,如采空区的分布形态、覆岩垮落情况、采空区充填压密情况、覆岩岩土体工程地质性质特征等。这些条件的查明能为后续老采空区稳定性研究、采空区治理技术等提供准确的基础资料。国内近年来在利用地球物理勘探技术查明地下采空区方面作了大量的工作。有些技术如瞬态瑞利波法、地质雷达、弹性波 CT、超声成像测井等,均达到了国际水平。随着我国物探技术测量精度和信息处理速度的提高,工程物探越来越成为探明地下老采空区的一项重要的有力勘探手段。工程钻探是以“点”的方式有效揭露地层及地下开采情况的勘探方法。借助钻探能详细查明钻孔剖面上的岩性特点、岩芯采取率、RQD 值、冲洗液漏失情况及数量、掉钻、卡钻现象、煤芯采取率、冒落物特点等,根据这些资料能有效地了解“三带”分布、冒落物的密实程度、采空区充水性和连通性等。通过对比钻探和物探资料,修正物探结果,以点度面,综合判断地下开采情况。钻孔注水试验是野外测定岩 f 土)层渗透性的一种方法。根据注水试验的原理,获得某地质条件下的注水速率及注水量,从而得出岩土层的渗透性参数。根据其渗透性大小用来探查岩层的完整性及煤层采空区的垮落和压密情况,渗透性小,说明上覆围岩垮落较彻底,采空区被冒落岩土体充填较密实;反之,渗透性大,说明采空区内空隙较多,不够密实。

(2) 采空区治理工艺研究

对老采空区上方地表进行合理利用,在采取一定措施下,才可能保证地表建构筑物的安全。目前,建 f 构 1 筑物下采空区的处理措施主要见图 3-14 所示。

处理方式	治 理 方 法
直接处理	充填法
	注浆充填 水力充填 干砌片石充填 浆砌片石充填 开挖回填法
	局部支撑法
	注浆柱支撑 井下砌墩柱支撑 钻孔桩柱支撑
	覆岩离层注浆
间接处理	注浆加固和强化采空区围岩结构
	井下复采或爆破
	高能级强夯法 水诱导沉陷法
	采用抗变形方法和后期修补方法

图 3-14 采空区综合治理方法

①全部充填采空区，以彻底消除地基沉陷隐患，采用注浆充填、水力充填和风力充填等，其中以注浆法应用最广泛、效果最好。传统的注浆材料主要为水泥粉煤灰。其加固机理主要是利用水泥水化及水解反应产生的碱性环境，激发粉煤灰的活性，发生火山灰反应，生成水化硅酸钙、水化铝酸钙和水化铁铝酸钙，充填胶结颗粒间空隙，使混合料最终硬结成具有水稳定性、一定强度和整体性的结石体，充填采空区空洞及上覆岩土体裂隙裂缝，达到充填目的。

如山西省平定县西郊一旧关段柏井采空区、寿阳一西郊段冶西联营煤矿采空区、福建省漳龙高速公路下伏煤矿采空区、锦州至阜新高高速公路煤矿采空区、太祁高速公路采空区段、京珠高速公路来宜段下伏采空区、唐津高速公路采空区等视各工程具体条件利用水泥浆、水泥粉煤灰、水泥砂浆和水泥 / 水玻璃浆液等材料进行采空区处理，效果十分良好。(超)高水材料充填采空区，其与传统的水泥粉煤灰浆液材料具有以下明显特性：固水能力强，其水化硬化体的体积比含水率高达 90%，重量水固比 2.57:1；速凝性强，甲、乙浆液混合后，24 h 强度可达 4.0 MPa 以上；具有良好的可泵性能，即甲、乙两种浆液单独存放或输送能保持 1 d 以上不结底、不凝固；在充填系统上，完全采用了国产的灌浆泵和搅拌机或液压双作用充填泵构成充填系统。与水沙、矸石、膏体三种充填材料相比较，高水材料还具有以下鲜明的特点：容易输送。高水材料呈液体状态，采用管道自流输送，不需动力，任意成形；具有良好的流动性，使充填材料不受采空区几何形状的限制。2007 年始，在冀中能源邯矿集团陶一矿 701 工作面试验成功高水材料沿空留巷技术；至 2010 年 2 月底，陶一矿已累计充填采出 3 个工作面。采出煤量 21.3 万 t，充填量 108070 m³，取得了明显效益。

②局部支撑覆岩或地面建构筑物。对采空区进行局部充填或支护，减小采空区空间跨度，防止顶板垮落。常用的方法有注浆柱、井下砌墩柱和大直径钻孔桩柱或直接采用桩基法，即将建筑物的基础桩穿过采空区，使之位于稳定岩层内，从而使建筑物不受采空区影响；

③注浆加固和强化采空区围岩结构，即覆岩离层注浆。对采深相对较大、煤柱稳定性较好的采空区，可采用注浆加固采空区上部破裂带和弯曲带的措施，使之形成一个刚度大、整体性好的岩板结构。有效抵抗老采空区“活化”，使地表只产生相对均衡的沉陷，以保证地表

构筑物的安全;

④提前释放老采空区沉降潜力。在采空区地表未利用前,采取强制措施加速老采空区活化和覆岩沉陷过程,消除对地表安全有较大威胁的地下空洞。在沉陷基本稳定后再开发利用地表土地。具体方法有井下复采或爆破、堆载预压法、动力挤压法、高能级强夯法和水诱导沉陷法等。这些治理方法中全部充填采空区法因为能彻底消除地基沉陷隐患。因而在采空区治理中得到了广泛应用。全部充填采空区法主要有注浆充填、水力充填和风力充填等,其中以注浆法应用最广泛、效果最好。注浆充填是我国目前进行老采空区地基处理的重要方法之一,但对高水材料+粉煤灰浆液注浆区域和注浆工艺研究等问题并没有进行充分研究。

(3) 老采空区治理质量检测技术研究

现行检验注浆效果的方法主要是通过钻探、地面物探、孔内物探、钻孔水文试验及处治后变形观测等。但每种方法都有其适应性及局限性,任何一种单一的方法都很难对空洞处理质量效果进行准确评价。地面物探虽然方便、快捷,但直观性差,精度较低。在没有钻探配合情况下,只能进行定性评价;水文试验、孔内物探等都需与钻探配合;钻探方法虽然直观、可以通过取样了解采空区的充填情况,但检查孔数目有限。

因此,对老采空区治理工程治理效果检测方法尚须进一步研究。

(4) 老采空区地表构筑物抗变形结构设计

早在 19 世纪末,德国就利用井下填充法来大大降低地表移动变形值,波兰从 1945 年起开始大规模的建筑物下采煤:英国对新建的抗变形建筑采用带滑缝的双板基础,以减小水平变形的影响;前苏联进行了楔形基础的试验:S. S. Peng 等建议新建建筑物设计采用对称结构。我国从 20 世纪 50 年代末开始对村庄及矿区下采煤建筑物保护进行开采试验研究,取得了大量数据,积累了经验。如在新建建筑物中设置水平滑动层。从 1978 年湖南资江煤矿建造抗变形俱乐部以来,就地重建抗变形结构房在我国徐州、峰峰、阳泉、兖州、平顶山等多个矿区得到推广,其中有农村平房、楼房、窑洞等。总建筑面积达数十万平方米。如徐州庞庄矿在拾西村采用煤研石垫高地基就地重建抗变形农村住宅取得圆满成功,既避免了征地和搬迁带来的一系列社会经济问题、改善了农民居住条件,又解放了大量煤炭资源、延长了矿井服务年限,取得了显著的社会、经济和环境效益。

4 结论

通过采空区地球物理特征的分析,根据采空区特殊的物性特征得出工程物探中应用浅层地震法,地质雷达法和瞬变电磁法三种方法原理,并且三种物探方法在实际工程中取得了很好的效果。探地雷达利用的是高频电磁波,衰减较快,因而比较适用于探测深度较浅的目标体。可控源音频大地电磁测深法投资少,效率高,成为很有效的探测采空区的方法,但存在静态效应(地表电性不均匀会影响到深部的测量结果)和近场效应。采空区探测的方法很多,实际应用时应根据实际情况,灵活选用物探方法,可很好地解决了各自的地质任务。对一些地质条件较复杂的情况,仅一种方法效果不好时,可以选用综合物探方法。

随着新景矿的逐步开采,遇到周边老空区数量及面积也越来越大。对于高瓦斯矿区、煤与瓦斯突出矿区,采空区瓦斯运移问题直接影响着周围大气环境质量问题。关于老空区瓦斯抽放主要结论如下:

(1) 采空区瓦斯主要来源于开采层及其邻近煤岩层,在压力梯度的作用下,向采空方向流动。但是,瓦斯流动速度及衰减特性因煤层及岩层具体特性不同会有所差异。

(2) 在一定空间范围内,采空区瓦斯压力与时间及距离呈负指数关系。只要有压力梯度的存在,煤体瓦斯就会不断向外流动涌出,至压力梯度及瓦斯含量均很小的情况下,煤体瓦斯涌出速度及涌出量越来越小,到停止。

(3) 瓦斯涌出速度随时间呈负指数关系迅速降低。由于采空区“三带”的形成是一个动态的长时的过程,因此,“裂隙带”中煤岩体的瓦斯涌出通常会滞后于“冒落带”中煤岩体瓦斯。采空区瓦斯抽放可以解决工作面瓦斯积聚及涌出量大、上隅角瓦斯超限等问题,能从根本上排除采空区内积聚的瓦斯,减少采空区瓦斯涌出量,是治理工作面瓦斯的有效途径,能有效保障矿井高产高效目标及抽采掘部署协调配置,形成煤与瓦斯共采格局,为矿井的长治久安提供强有力的安全保障,是实现煤矿安全和高效生产有效技术途径。

参考文献

- [1]李晓泉,田辉鹏.采空区瓦斯抽放方法分析[J].煤炭技术, 2012, 31(1):131-133.
- [2]杨安红.采空区瓦斯抽放技术研究[J].煤炭技术, 2009.7
- [3]祝瑾,矿井采空区治理研究[J].城市建设理论研究(电子版) 2015(22)
- [5] Klaus Noack. Control of gas emissions in underground coal mines. International of Coal Geology.1998,35.57~82.
- [6] S. Shimada. Technologies Recovering and Utilizing Coal Seam Gas in Japan. Energy Convers. Mgmt Vol.37,Nos6~8.796~80.
- [7] 于不凡.世界主要产煤国家煤矿瓦斯防治技术,全国煤矿防治瓦斯工作会议资料,1985.
- [8]张兴华.综采工作面采空区瓦斯运移规律及其应用[J].阜新:辽宁工程技术大学,2002,1:1~3.
- [9]徐玉学.应用综放开采技术建设高产高效现代化[J].煤炭工程,2006,(4): 35.
- [10]王兆丰.我国煤矿瓦斯抽放存在的问题及对策探讨[M].徐州:中国矿业大学出版社, 2005.270~278.
- [11]王云.抚顺煤田瓦斯及其防治[M].北京:煤炭工业出版社, 1992.62~66.
- [12]包剑影,苏燧,李贵贤等.阳泉煤矿瓦斯治理技术[M].北京:煤炭工业出版社, 1996.19~26.
- [13]俞启香.我国煤矿瓦斯抽采的发展及其展望[M].徐州:中国矿业大学出版社, 2003.20~28.
- [14]程远平,俞启香,袁亮.上覆远程卸压岩体移动特征与瓦斯抽采技术[J].辽宁工程技术大学学报,2003.22(4): 483~486.
- [15]章梦涛,王景琰,梁栋等.采场大气中沼气运移规律的数值模拟[J].煤炭学报,1987, 12(3): 23~31.

翻 译 部 分

英文原文

Use of Genetic Programming Based Surrogate Models to Simulate Complex Geochemical Transport Processes in Contaminated Mine Sites

Hamed Koohpayehzadeh Esfahani and Bithin Datta

1 Introduction

Reactive transport of chemical species, in contaminated groundwater system, especially with multiple species, is a complex and highly non-linear process. Simulation of such complex geochemical processes using efficient numerical models is generally computationally intensive. In order to increase the model reliability for real field data, uncertainties in hydrogeological parameters and boundary conditions are needed to be considered as well. Also, often the development of an optimal contaminated aquifer management and remediation strategy requires repeated solutions of complex and nonlinear numerical flow and contamination process simulation models.

To address these combination of issues, trained ensemble Genetic Programming (GP) surrogate models can be utilized as approximate simulators of these complex physical processes in the contaminated aquifer. For example, use of trained GP surrogate models can reduce the computational burden in solving linked simulation based groundwater aquifer management models (Sreekanth and Datta 2011a, b) by orders of magnitude. Ensemble GP models trained as surrogate models can also incorporate various uncertainties in modelling the flow and transport processes.

The development and performance evaluation of ensemble GP models to serve as computationally efficient approximate simulators of complex groundwater contaminant transport process with reactive chemical species under aquifer parameters uncertainties are presented. Performance evaluation of the ensemble GP models as surrogate models for the reactive species transport in groundwater demonstrates the feasibility of its use and the associated computational advantages. In order to evolve any strategy for management and control of contamination in a groundwater aquifer system, a simulation model needs to be utilized to accurately describe the aquifer properties in terms of hydrogeochemical parameters and boundary conditions.

However, the simulation of the transport processes becomes complex and extremely non-linear when the pollutants are chemically reactive. In many contaminated groundwater aquifer management scenarios, an efficient strategy is necessary for effective and reliable remediation and control of the contaminated aquifer. Also, in a hydrogeologically complex aquifer site e.g., mining site, acid mine drainage (AMD) and the reactive chemical species together with very complex geology complicates the characterization of contamination source location and pathways.

2 Methodology

The methodology developed includes two main components. In the first step, the simulation model for the flow and transport processes is described, and complex chemical reactive transport process is simulated by the HGCH, a three-dimensional coupled physical and chemical transport

simulator, to realize the reactive contaminants behaviours is contaminated aquifers. The hydrogeochemical data and boundary conditions at the illustrative study site are similar to an abandoned mine site in Queensland, Australia. Trained ensemble GP based surrogate models are then developed to approximately obtain concentrations of the chemical contaminants at different times in specified locations while incorporating uncertainties in hydrogeological aquifer parameters like hydraulic conductivity.

Comparison of the spatio-temporal concentrations obtained as solution by solving the implemented numerical three dimensional reactive contaminant transport simulation model (HGCH) and those obtained using ensemble GP models are then presented to show the potential applicability and the efficiency of using GP ensemble surrogate models under aquifer uncertainties.

2.1 Simulation Model of Groundwater Flow and Geochemical Transport

HYDROGEOCHEM 5.0 (HGCH), consisting of the numerical flow simulator and physio-chemical transport simulator HGCH is a computer program that numerically solves the three-dimensional groundwater flow and transport equations for a porous medium. The finite-element method is used in this simulation model.

The general equations for flow through saturated–unsaturated media are obtained based on following components: (1) fluid continuity, (2) solid continuity, (3) Fluid movement (Darcy’s law), (4) stabilization of media, and (5) water compressibility (Yeh et al. 1994). Following governing equation is used:

$$\frac{\rho}{\rho_0} F \frac{\partial h}{\partial t} = \nabla \cdot \left[K \cdot \left(\nabla h + \frac{\rho}{\rho_0} \nabla z \right) \right] + \frac{\rho^*}{\rho_0} q \quad (2-1)$$

F is the generalized storage coefficient (1/L) defined as:

$$F = \alpha' \frac{\theta}{n_e} + \beta' \theta + n_e \frac{ds}{dh} \quad (2-2)$$

K is the hydraulic conductivity tensor (L/T) is:

$$V = -K \left[\frac{\rho}{\rho_0} \nabla h + \nabla z \right] \quad (2-3)$$

V is the Darcy’s velocity (L/T) described as:

$$V = -K \left[\frac{\rho}{\rho_0} \nabla h + \nabla z \right] \quad (2-4)$$

Where:

θ : effective moisture content (L³/L³);

h: pressure head (L);

t: time (T);

z: potential head (L);

q: source or sink of fluid [(L³/L³)/T];

- ρ_0 : fluid density without biochemical concentration (M/L³);
 ρ : fluid density with dissolved biochemical concentration (M/L³);
 ρ^* : fluid density of either injection (D_i^*) or withdraw (D_i) (M/L³);
 μ_0 : fluid dynamic viscosity at zero biogeochemical concentration [(M/L)/T];
 μ : the fluid dynamic viscosity with dissolved biogeochemical concentrations [(M/L)/T];
 α' : modified compressibility of the soil matrix (1/L);
 β : modified compressibility of the liquid (1/L);
 n_e : effective porosity (L³/L³);
 S : degree of effective saturation of water;
 G : is the gravity (L/T²);
 k : permeability tensor (L²);
 k_s : saturated permeability tensor (L²);
 K_{s0} : referenced saturated hydraulic conductivity tensor (L/T);
 k_r : relative permeability or relative hydraulic conductivity (dimensionless)

When combined with appropriate boundary and initial conditions, the above equations are used to simulate the temporal-spatial distributions of the hydrological variables, including pressure head, total head, effective moisture content, and Darcy's velocity in a specified study area.

The contaminant transport equations used in the HG model can be derived based on mass balance and biogeochemical reactions (Yeh 2000). The general transport equation using advection, dispersion/diffusion, source/sink, and biogeochemical reaction as the major transport processes can be written as follows:

$$\frac{D}{Dt} \int_v \theta C_i dv = - \int_{\Gamma} n \cdot (\theta C_i) V_i d\Gamma - \int_{\Gamma} n \cdot J_i d\Gamma + \int_v \theta r_i dv + \int_v M_i dv, i \in M \quad (2-5)$$

Where

- C_i : the concentration of the i th species in mole per unit fluid volume (M/L³);
 v : the material volume containing constant amount of media (L³);
 Γ : the surface enclosing the material volume v (L²);
 n : the outward unit vector normal to the surface Γ ;
 J_i : the surface flux of the i th species due to dispersion and diffusion with respect to relative fluid velocity [(M/T)/L²];
 θr_i : the production rate of the i th species per unit medium volume due to all biogeochemical reactions [(M/L³)/T];
 M_i : the external source/sink rate of the i th species per unit medium volume [(M/L³)/T];
 M : the number of biogeochemical species;
 V_i : the transporting velocity relative to the solid of the i th biogeochemical species (L/T).

2.2 Genetic Programming Based Ensembles Surrogate Model

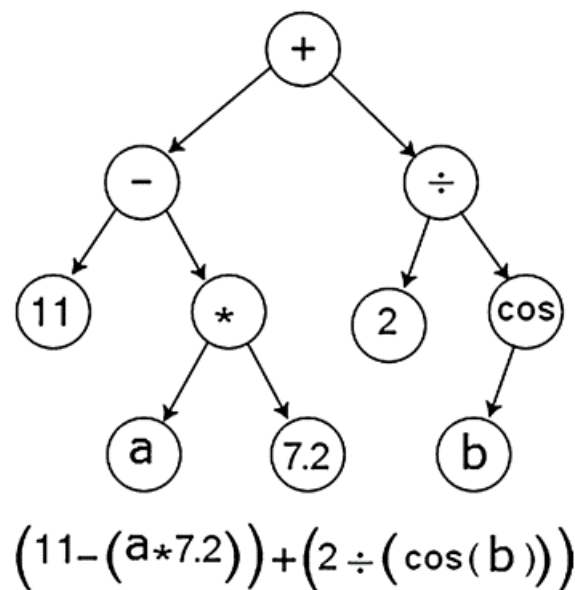
GP models are used in this study to evolve surrogate models for approximately simulating flow and transport processes in a contaminated mine site. Trained GP models are developed using the simulated response of the aquifer to randomly generated source fluxes. GP, a branch of genetic

algorithms (Koza 1994), is an evolutionary algorithm-based methodology inspired by biological evolution to find computer programs that perform a user-defined task (Sreekanth and Datta 2011b). Essentially, GP is a set of instructions and a fitness function to measure how well a computer model has performed a task. The main difference between GP and genetic algorithms is the representation of the solution. GP creates computer programs in the lisp or scheme computer languages as the solution. Genetic algorithms create a string of numbers that represent the solution.

The main operators applied in genetic programming as in evolutionary algorithms are crossover and mutation. Crossover is applied on an individual by simply replacing one of the nodes with another node from another individual in the population. With a tree-based representation, replacing a node means replacing the whole branch (Fig. 2.1). This adds greater effectiveness to the crossover operator. The expressions resulting from crossover are very different from their initial parents. Mutation affects an individual in the population. It can replace a whole node in the selected individual, or it can replace just the node's information. To maintain integrity, operations must be fail-safe or the type of information the node holds must be taken into account. For example, mutation must be aware of binary operation nodes, or the operator must be able to handle missing values.

GP utilizes a set of input-output data which are generated randomly by using the flow and contaminant transport simulation models. The numerical Simulation model creates M number of out-put sets from M number of input sets, which is generated by using random Latin Hypercube sampling in defined ranges. The performance of each GP program is an evaluated formulation in terms of training, testing the validation using the set of input-output patterns. The testing data evaluates the model performance for new data using the fitness function obtained in the training phase.

Fig. 2.1 Function represented as a tree structure



Non-tree representations have been proposed and successfully implemented, such as linear genetic programming which suits the more traditional imperative languages (Banzhaf et al. 1998).

The commercial GP software Discipulus (Francone 1998) performs better by using automatic induction of binary machine code. In the proposed methodology, Discipulus GP software is used to solve and generate GP models. Discipulus uses Linear Genetic Programming (LGP) which utilizes input variables in line-by-line approach. This objective of this program is minimizing difference in value between the output estimated by GP program on each pattern and the actual outcome.

The fitness objective functions are often absolute error or minimum squared error. Almost two-thirds of the input–output data sets obtained from the numerical simulation model are utilized for training and testing the GP model. The remaining data sets are used to validate the GP models. The r-square value shows the fitness efficiency to the GP models (Sreekanth and Datta 2010).

2.2.1 Performance Evaluation

The trained ensemble GP surrogate models are evaluated to verify the performance of the surrogate models approximating flow and transport processes simulation with reactive chemical species, under hydrogeological uncertainties. Input data sets are generated randomly by Latin Hypercube sampling in defined ranges. The aquifer hydrogeological uncertainties include uncertainties in estimating hydraulic conductivity, water content and constant groundwater label in boundary conditions.

2.3 Performance Evaluation of Developed Methodology

In order to evaluate the performance of the proposed methodology, ensemble GP based surrogate models are utilized for an illustrative study area shown in Fig. 2.2. The specified hydrogeologic conditions resemble a homogeneous and isotropic aquifer. In order to evaluate the methodology, the ensemble GP surrogate models are first trained using the sets of solution results obtained using the 3-D finite element based flow and reactive transport simulation model. Once trained and tested, the GP models are utilized for simulating the transport process in the study site. Then the surrogate model solution results are compared with the actual numerical simulation solution results.

The areal extent of the specified study area is 10,000 m² with complex pollutant sources including a point source and a distributed source. The spatial concentrations are assumed to measure at different times at ten arbitrary observation well locations. The thickness of the aquifer is specified as 50 m with anisotropic hydraulic conductivity in the three directions. The boundaries of the study area are no-flow for top and bottom sides while left and right sides of the aquifer have constant head boundaries with specified hydraulic head values. The total head decreases from top to bottom and left to right gradually. The aquifer system is shown in Fig. 2.2.

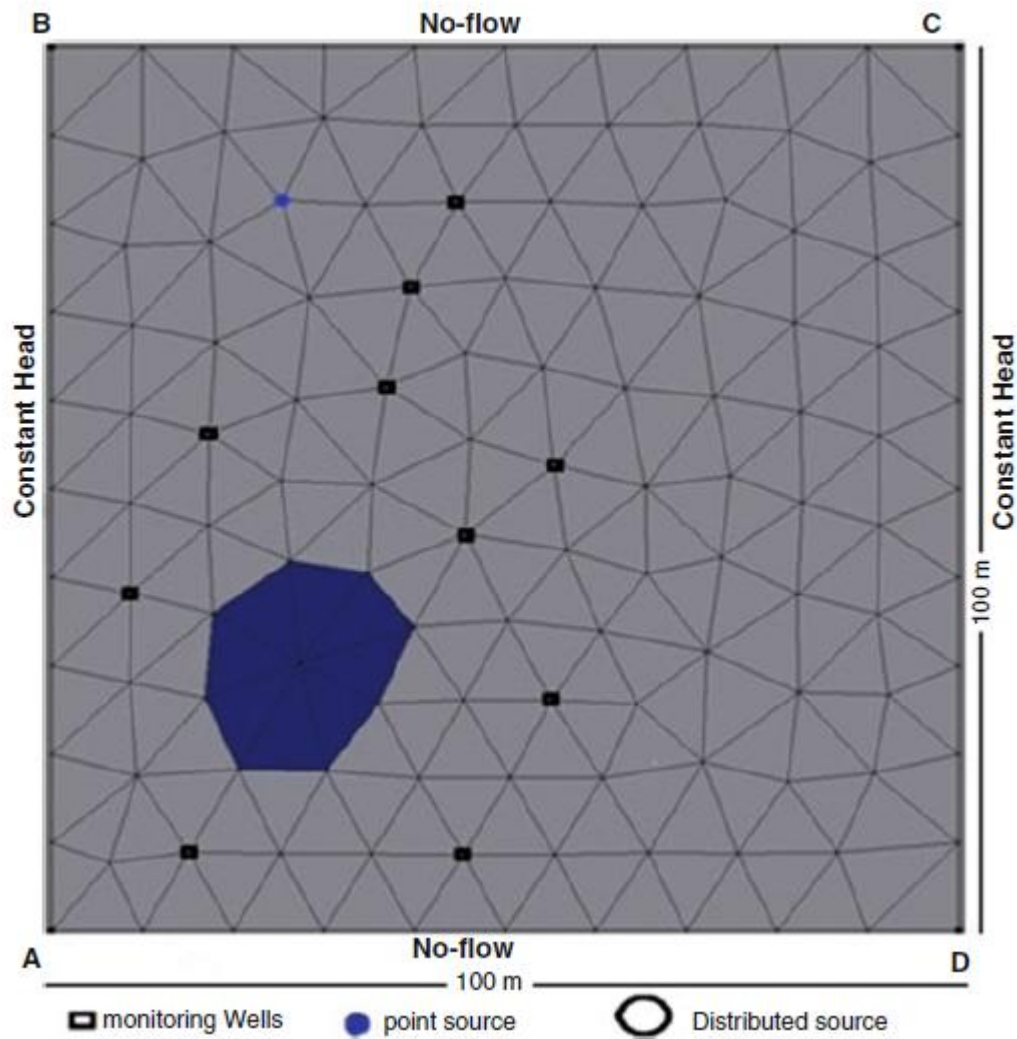


Fig. 2.2 Illustrative study area (total head: A D 37 m, B D 40 m, C D 33 m, D D 30 m)

As shown in Fig. 2.2, the dark blue area represent the contaminant sources $S(i)$ which include distributed and point sources. Concentration data from monitoring well locations, shown as black rectangular points, are used to train, test and validate the GP model formulations.

Table 2.1 shows dimensions, hydrogeological properties, and boundary conditions of the study area which are utilized for numerical models to simulate ground-water flow and chemical reactive transport processes. The synthetic concentration measurement data used for the specified polluted aquifer facilitates evaluation of the developed methodology. These synthetic concentration measurement data at specified observation locations are obtained by solving the numerical simulation model with known pollution sources, boundary conditions, initial conditions, and hydrogeologic as well as geochemical parameter values. In the incorporated scenario, copper (Cu^{2+}), Iron (Fe^{2+}) and sulphate (SO_4^{2-}) are specified as the chemical species in the pollutant sources.

Nine different scenarios are defined based on different hydraulic conductivity and boundary conditions with maximum 10% differences between maximum and minimum values, and with the mean value assumed as the actual value for simulating the synthetic concentration observation (N11, N12, ..., N21, ..., N33). First digit indicates an index for hydraulic conductivity values and second

one represents an index for the hydraulic head as boundary condition. 1 illustrates parameters with 5 % less than the actual definition as well as 2 and 3 shows the exact data and 5 % more than actual parameters in illustrative aquifer respectively.

Table 2.1 Aquifer's properties

Aquifer parameter	Unit	Value
Dimensions (length * width * thickness) study area	m* m * m	100 * 100 * 50
Number of nodes		387
Number of elements		1432
Hydraulic conductivity, K_x, K_y, K_z	m/d	10.0, 5.0, 3.0
Effective porosity, ϕ		0.3
Longitudinal dispersivity, α_L	m/d	10.0
Transverse dispersivity, α_T	m/d	6.0
Horizontal anisotropy		1
Initial contaminant concentration	Mole/lit	0–5
Diffusion coefficient		0

2.3.1 Generation of Training and Testing Patterns for the Ensemble GP Models

The total time of source activities is specified as 800 days, subdivided into eight similar time intervals of 100 days each. The actual pollutant concentration from each of the sources is presumed to be constant over each stress period. The pollutant concentration of copper, iron as well as sulphate in the pit is represented as $C_{pit}(i)$, $Fe_{pit}(i)$ and $S_{pit}(i)$ respectively, where i indicates the stress period number, and also $C(i)$, $Fe(i)$ and $S(i)$ represent copper, iron and sulphate concentrations in the point sources, respectively at different time steps.

An overall of sixteen concentration values for each contaminant are considered as explicit variables in the simulation model. The concentration measurements are simulated for a time horizon of 800 days since the start of the simulation. The pollutant concentration are assumed to be the resulting concentrations at the observation wells at every 100 days interval and this process is continued at all the observation locations till $t = 800$ days. Only for this methodology evaluation purpose, these concentration measurements are not obtained from field data, but are synthetically obtained by solving the numerical simulation model for specified initial conditions, boundary conditions and parameter values.

In actual application these measurement data need to be simulated using a calibrated flow and contaminant simulation model. However, using field observations for calibration, and then for evaluation of a proposed methodology results in uncertain evaluation results as the quality of the available measurement data cannot be quantified most of the time. Therefore as often practiced, synthetic aquifer data is used for this evaluation of the methodology proposed.

The comprehensive three-dimensional numerical simulation model was used to simulate the aquifer flow and chemical reactive transport processes due to complex pollutant sources in this study area. Different random contaminant source fluxes as well as different realization of boundary conditions and hydraulic conductivities were generated using Latin hypercube sampling. For random generation purpose, 10 % initial aquifer properties are considered as Maximum error for the uncertainties of aquifer parameters. HGCH was utilized to obtain the concentrations

resulting from each of these concentration patterns.

The simulated concentration measured data at monitoring network and the corresponding concentration of contaminants at sources form the input–output pattern. Totally, 8000 concentration patterns for all the ten concentration observation locations were used in this evaluation. Eight input–output patterns were defined based on different time steps. Genetic programming models were obtained using each of these data sets to create ensemble GP based surrogate models. Each data set was split into halves for training and testing the genetic programming-based surrogate models.

Surrogate models were developed for simulating pollutant concentrations at the observation locations at different times resulting from the specified pollutant sources at different times under hydrogeological uncertainties. All the GP models used a population size of 1000, and mutation frequency of 95. The Discipulus, commercial Genetic Programming software, was used to develop the surrogate models. The model was developed using default parameters values of Discipulus. The GP fitness function was the squared deviation between GP model generated and actually simulated concentration values at the observation locations and times.

2.3.2 Evaluation Results and Discussion

The flow and concentration simulation results for the study area obtained using the numerical HGCH simulation model are shown in Figs. 2.3, 2.4, 2.5, and 2.6. The flow movement, total head contours in top layer and also velocity vectors are shown in Figs. 2.3, 2.4 and 2.5 respectively. Figures 2.3, 2.4 and 2.5 show the hydraulic heads for flow. The contours show a gentle slope from point B towards D. Figure 14.6 shows the copper concentration distribution in the study area which shows the complex transport processes with reactive chemical species.

Fig. 2.3 3-D view of hydraulic head distribution

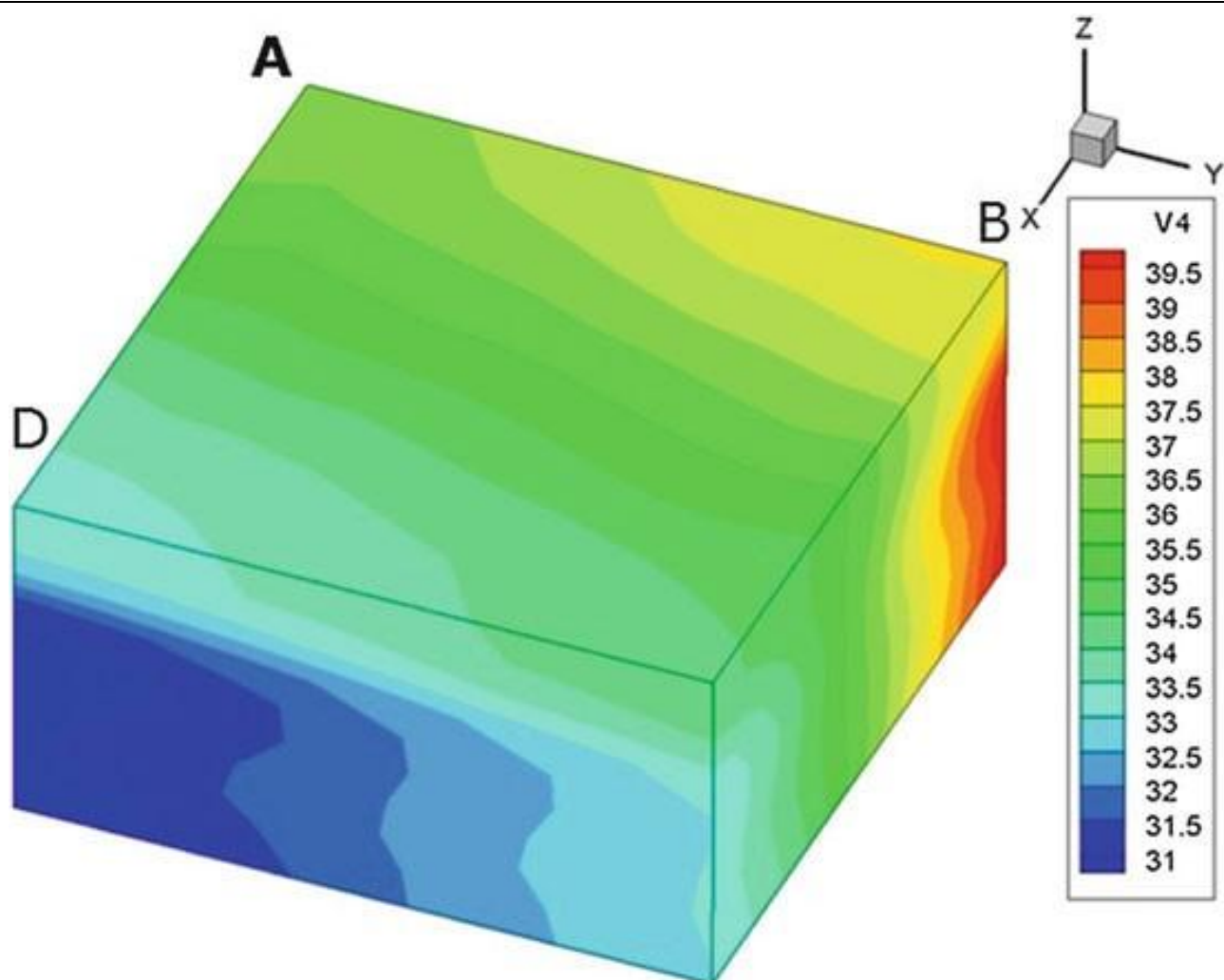


Fig. 2.4 Hydraulic head contours (m)

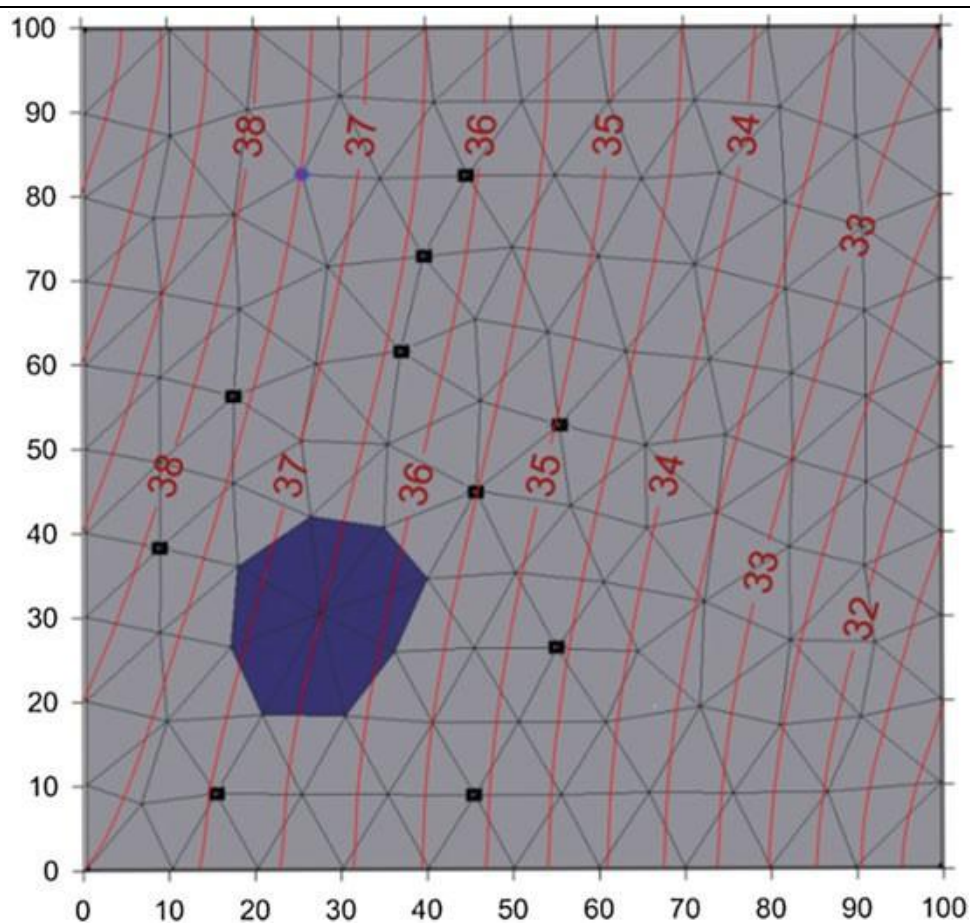


Fig. 2.5 Velocity vectors of groundwater movement

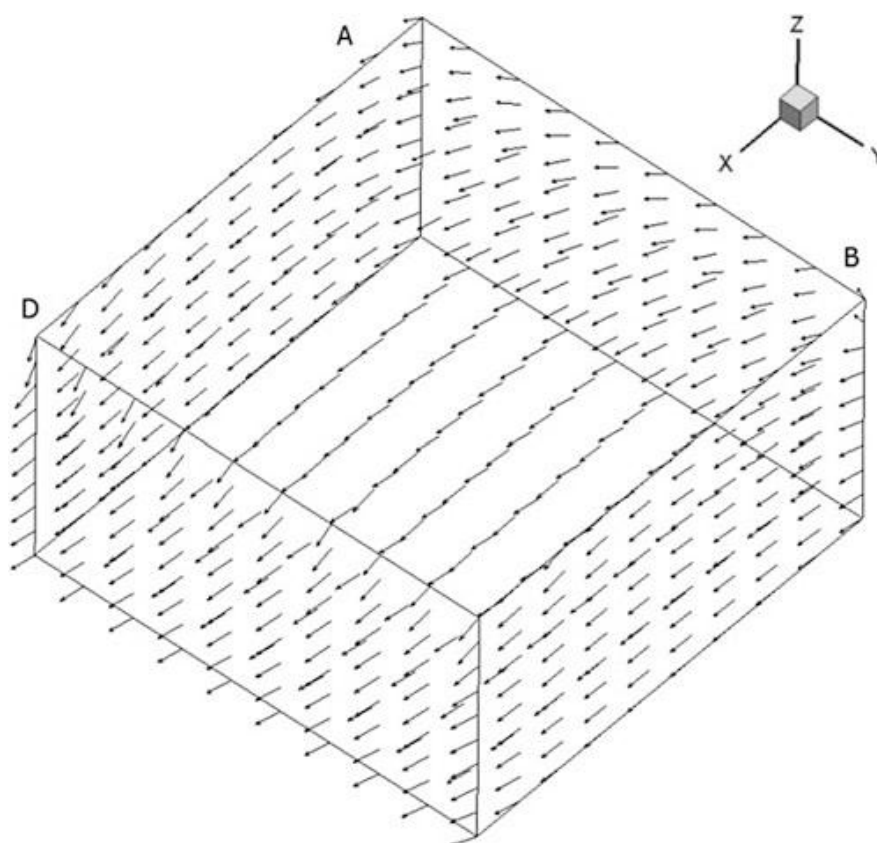
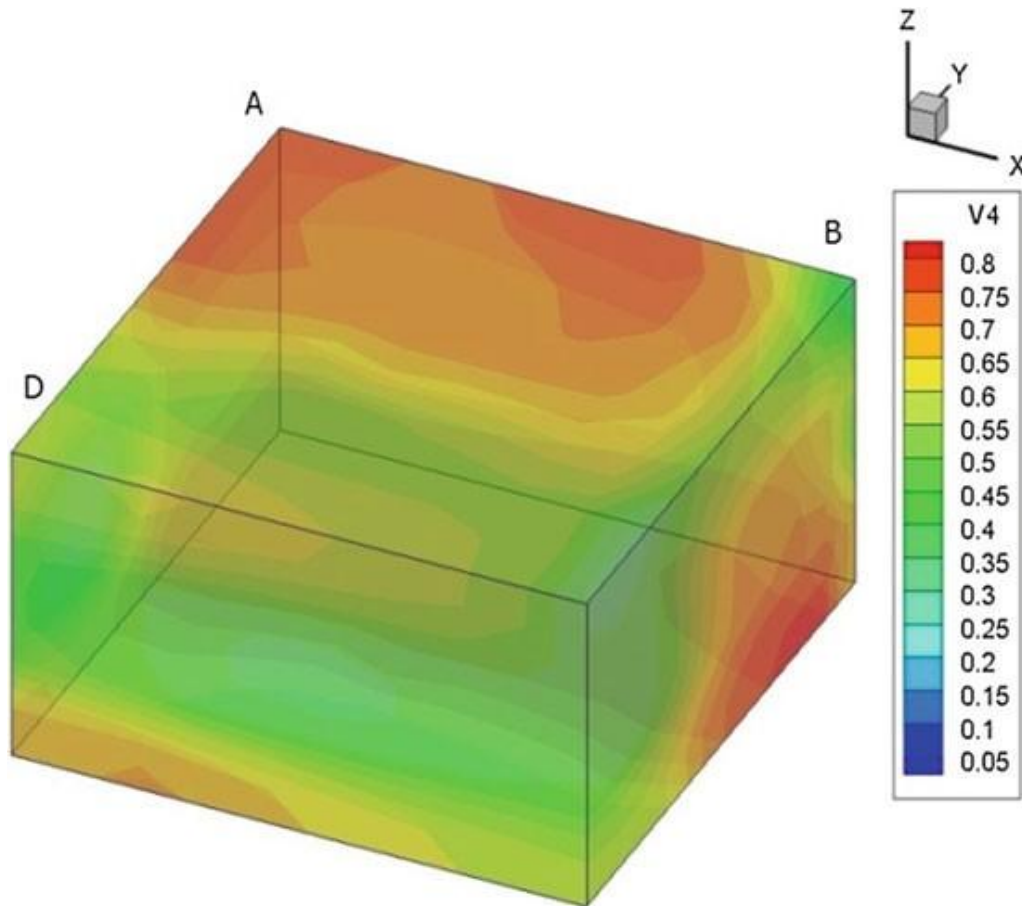


Fig. 2.6 Copper concentration (mole/lit) distribution in the study area



The concentration of sulphate remains almost the same while iron concentration is lower in groundwater. Based on pH changes the iron can react and cease to be in solute phase, thus removed from groundwater. The results obtained using the developed ensemble genetic programming based surrogate models for approximate simulation of pollutant concentrations are compared with the numerical simulation results obtained using the HGCH. Nine different scenarios are considered. These nine scenarios are characterized by different hydraulic conductivity value realizations and hydraulic head boundary conditions. Each randomized within 10 (5)% errors in the mean values (assumed same as the actual values) for hydrogeological parameters and boundary conditions. Incorporation of these scenarios together with the Latin Hypercube based randomization to achieve the efficiency of ensemble GP based surrogate models.

The uncertainties in the parameter values of the scenarios are within the range of input data which are used to create the ensemble GP models. Figure 2.7a–c illustrate these comparison results in which one scenario for one particular hydraulic conductivity is selected for obtaining simulated output data from HGCH model at each monitoring networks. Each time step is marked on the x-axis. Each of the bars corresponds to contaminant concentration in each well, obtained by HGCH and ensemble GP models.

Figure 2.7 shows that the results obtained from the ensemble GP based surrogate models are very close to the simulated results obtained using the numerical

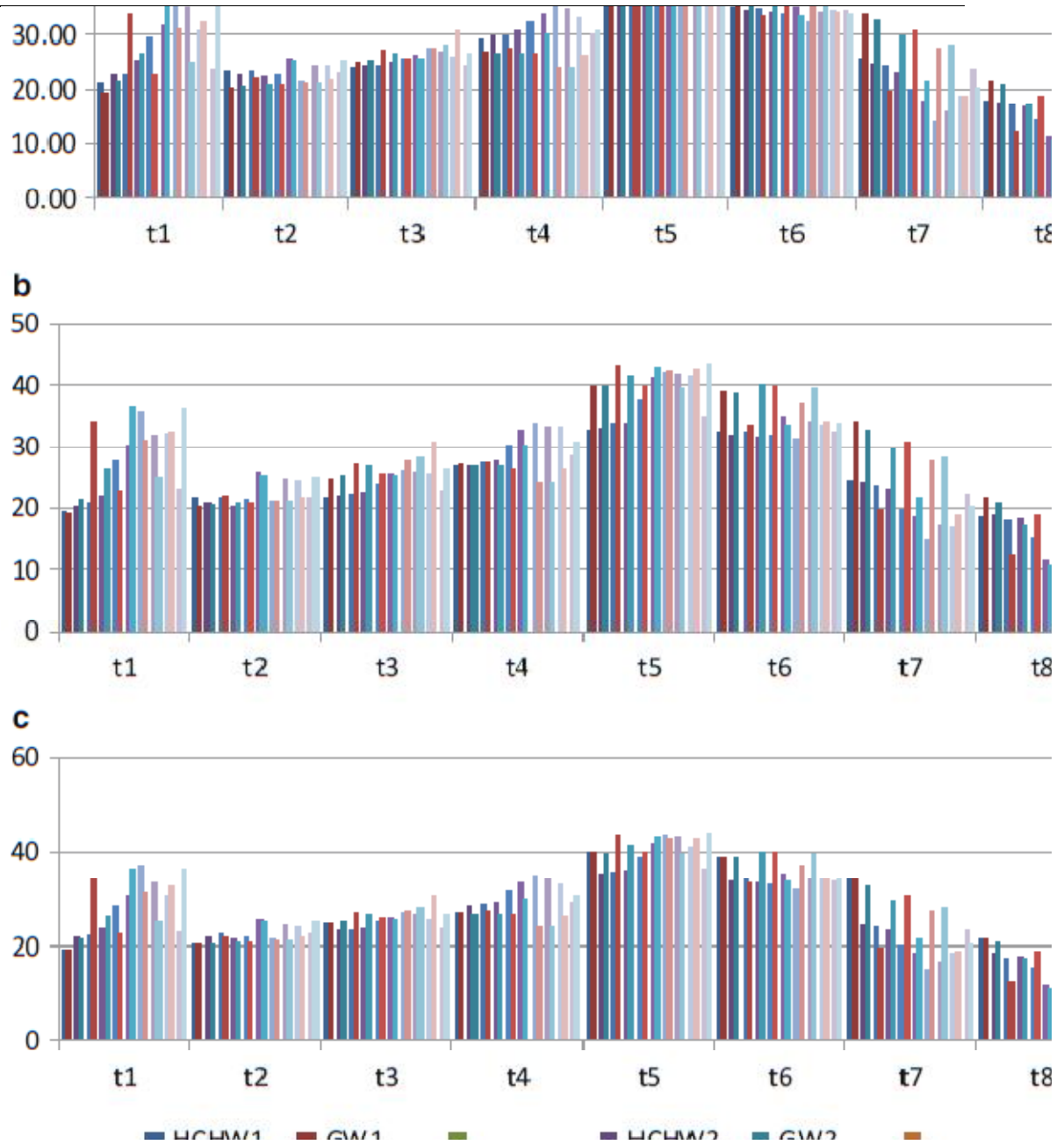


Fig. 2.7 Comparison of ensemble GP model solutions with HGCH simulation results for specified parameter values defined by (a) lower bound on uncertain aquifer parameter values, (b) actual or mean parameters values and (c) upper bound on aquifer parameter values (GW1: concentration data at well number 1 based on GP formulation, HCHW1: concentration data at well number 1 based on HGCH simulation)

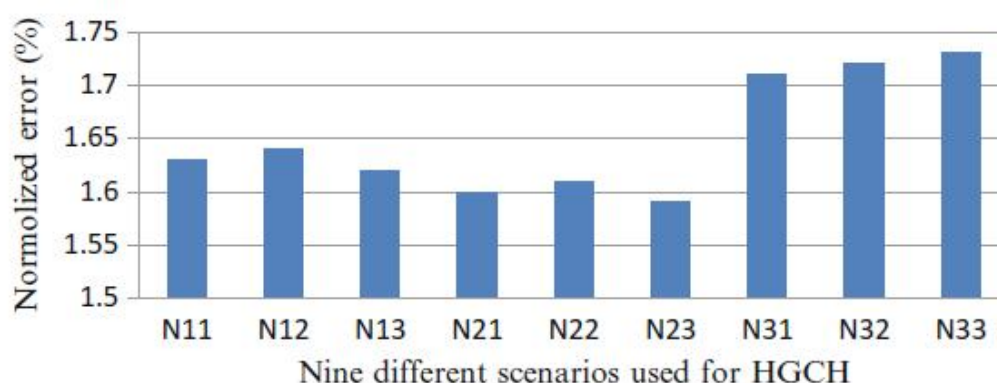


Fig. 2.8 Normalized error for all scenarios under uncertainties

simulation model, and also incorporates der uncertainties. Figure 2.8 shows the summation of normalized error at each of the observation locations for each monitoring network averaged over the 8 time periods. It is noted that, the ensemble GP models provide relatively accurate results for concentrations at observation locations. Although the boundary conditions are different, the normalized errors for all the three scenarios with same hydraulic conductivity are almost the same. The most important advantage of using the developed GP models is that the numerical simulation model requires long computational time usually several hours for a typical study area, while ensemble genetic programming surrogate models deliver the solution results in typically fraction of a second.

Also the ensemble GP models directly incorporate hydrogeologic uncertainties in the modelled system. Therefore the computational advantage of using the ensemble GP for approximate simulation of complex reactive transport processes in aquifers is enormous if the errors in simulation are within acceptable range. Especially, this computational time saving could be critical in development and solution of linked simulation-optimization models (Datta et al. 2014) for management of contaminated aquifers.

2.4 Conclusion

Although surrogate models are widely used in solving groundwater management problems replacing the actual complex numerical models, often the main issue is the accuracy and reliability of surrogate model predictions under input data uncertainties. This study developed a methodology based on ensemble GP surrogate models to substitute numerical simulation for approximate simulation of the chemically reactive multiple species transport process in a contaminated aquifer resembling the geochemical characteristics of an abandoned mine site. The evaluation results show the applicability of this methodology to approximating the complex reactive transport process in an aquifer. The developed ensemble GP models result in increasing the computation efficiency and computa

The linked simulation-optimization approach is an effective method to identify source characterization and monitoring network design under uncertainties in complex real life scenarios which important for robust remediation strategies and groundwater management. The main difficulty with linked simulation-optimization models generally is the required huge computation

time, due to iterative repeated solution of the numerical flow and transport simulation models. To address this, ensemble GP based surrogate models may be used to approximate the numerical simulation model under uncertainties, in the linked simulation-optimization model.

Ensemble GP based surrogate models can increase efficiency and feasibility of developing optimal management strategies for groundwater management in geo-chemically complex contaminated aquifers such as mine sites, while at the same time incorporating uncertainties in defining the hydrogeologic system. The evaluations results show that it is feasible to use ensemble GP models as approximate simulators of complex hydrogeologic and geochemical processes in a contaminated groundwater aquifer incorporating uncertainties in describing the physical system.

中文译文

基于遗传工程模型模拟污染矿山地球化学传播形式

1 引言

在被污染的地下水系统中，尤其是与多个物种，化学物质的无功运输，是一个复杂和高度非线性的过程。模拟使用密集型的高效数值，这种复杂的地球化学过程。为了增加模型数据可靠性、水文地质参数和边界条件的不确定性也需要考虑。同时，通常的最优污染含水层的管理和补救战略发展需要复杂的解、非线性数值流和污染过程仿真模型。

为了解决这些问题，合奏遗传编程 (GP) 代理模型可以用作近似模拟这些复杂的物理过程中所受到污染的含水层。例如，GP 代理模型的使用可以减少基于链接的模拟地下含水层管理模型的计算负担 (Sreekanth 和塔 2011a, b) 数量级。合奏 GP 模型培训作为代理模型时，也可以体现建模的流程和运输过程中的各种不确定性因素。

具有开发和性能评价的合奏 GP 模型可作为计算有效近似模拟器与含水层不确定参数，以至于实现无功化学物种复杂的地下水污染物运移过程。绩效评估的合奏 GP 模型作为地下水中活性物种运输代理模型，它的使用和相关联的计算有关。为了提升战略管理和控制污染的地下水含水层系统，仿真模型需要用来准确地描述含水层的水文地球化学参数和边界条件。

然而，当污染物为化学活性时，模拟运输过程变得复杂和极其的非线性。在很多被污染的地下水含水层管理方案中，有效的策略、可靠的补救措施和控制污染的含水层所必需的。而且在此基础上，复杂含水层例如，矿场、酸性矿山废水 (AMD)、可反应的化学物种、非常复杂的地质污染源位置和通路也同样必不可少。

2 研究方法

制定的方法包括两个部分。第一步，流量和运输过程的仿真模型，还有由 HGCH 模拟复杂的化学活性输运过程，三维耦合物理和化学运输模拟器，用以实现无功类污染物鉴定。水文地球化学数据和说明性研究是在澳大利亚昆士兰市的一个废弃矿址。基于合奏 GP 代理模型，可以实现化学污染物的浓度在不同时间和指定的位置之上同时纳入油泥物和水力传导度的生态含水层参数的不确定性。空间-时间浓度比较方案可以通过求解数值三维无功污染物运输仿真模型(HGCH)得到和那些获得使用的合奏 GP 模型显示其潜在的适用性及使用 GP 合奏代理模型下含水层不确定性。

2.1 地下水流和地球化学交通仿真模型

基于以下组件得到的饱和-非饱和渗流的一般方程: (1) 流体的连续性, (2) 固体的连续性, (3) 流体运动 (达西定律), (4) 稳定的媒体性 (5) 水的可压缩性 (Yeh 等人, 1994 年)。

可使用以下方程：

$$\frac{\rho}{\rho_0} F \frac{\partial h}{\partial t} = \nabla \cdot \left[K \cdot \left(\nabla h + \frac{\rho}{\rho_0} \nabla z \right) \right] + \frac{\rho^*}{\rho_0} q \quad (2-1)$$

F 是广义的存储系数定义为：

$$F = \alpha' \frac{\theta}{n_e} + \beta' \theta + n_e \frac{ds}{dh} \quad (2-2)$$

K 是液压电导率张量:

$$V = -K \left[\frac{\rho}{\rho_0} \nabla h + \nabla z \right] \quad (2-3)$$

V 是达西速度 (L/T) 描述为 :

$$V = -K \left[\frac{\rho}{\rho_0} \nabla h + \nabla z \right] \quad (2-4)$$

各符号含义:

θ :有效水分含量 (L³/L³);

h:压头 (L)

t:时间 (T)

z:势能压头(L);

q:流体 [(L³/L³) /T];

ρ_0 :物体的浓度密度(M/L³);

ρ : 流体密度与溶解生化浓度 (M/L³);

ρ^* : 流体密度的任一注射或撤回(M/L³);

μ_0 : 流体的动力粘度, 零生物地球化学浓度 [(M/L) /T];

μ : 流体动力粘度与溶解生物地球化学浓度 [(M/L) /T];

α' : 可压缩性的土壤基质 (1/L);

β : 可压缩性的液体 (1/L);

n_e : 有效孔隙度 (L³/L³);

S: 有效的饱和度的水;

G: 重力 (L/T²);

k: 渗透张量(L²);

k_s : 饱和的渗透张量 (L²);

K_{so} : 引用饱和水力传导度张量 (L/T);

k_r : 相对渗透率或相对液力电导率 (无量纲)

结合适当的边界条件和初始条件, 上述方程可用于模拟水文变量, 在一个指定的研究领域包括压头、总头、有效水分含量和达西速度的时空分布。通过模型中所使用汞污染物输运方程可以得到其质量平衡和生物地球化学反应 (Yeh, 2000)。使用平流的一般输送方程, 可以得到分散与扩散、源与汇和生物地球化学反应的主要运输过程, 如下所示 :

$$\frac{D}{Dt} \int_v \theta C_i dv = - \int_{\Gamma} n \cdot (\theta C_i) V_i d\Gamma - \int_{\Gamma} n \cdot J_i d\Gamma + \int_v \theta r_i dv + \int_v M_i dv, i \in M \quad (2-5)$$

各符号含义:

C_i :浓度的第 i 个物种在摩尔每单位流体体积 (M/L³);

v: 包含的介质的体积 (L³);

Γ : 表面封闭材料体积 $v(L^2)$;

n : 表面 Γ 向外单位法向量

J_i : 分散和扩散相对于流体的速度与物种的表面通量 $[(M/T)/L^2]$;

θ_{ri} : 第 i 个物种所有生物地球化学反应单位中等体积的产率 $[(M/L^3)/T]$;

M_i : 每单位中等体积的第 i 个物种的外部源汇率 $[(M/L^3)/T]$;

M : 生物地球化学物种数;

V_i : 相对于生物地球化学物种的固体输送速度 (L/T) .

2.2 基于遗传规划的合奏代理模型

GP 模型在本研究中被用于发展代理模型,近似地模拟流动和运输过程中被污染网点。GP 模型开发使含水层随机生成源通量反应。GP, 遗传算法, 是一个分支进化算法得到的来查找执行用户定义的任务的计算机程序。基本上, GP 是用一套指令和适应度函数来衡量计算机模型的任务。GP 和遗传算法的主要区别是解的表示。GP 创建计算机程序在模糊和计划计算机语言作为解决方案。遗传算法创建一个字符串的数字, 并解决方案。

在遗传和进化算法仿真编程中应用的方法主要有交叉和变异。交叉基于树的表示形式, 替换节点意味着更换整个分支。这使交叉算子添加更大的效益。表达式产生的交叉是从他们最初的做法非常不同。变异可影响种群中的个体, 它可以替换整个节点中所选的节点, 或者它取代只是节点的信息。为了保持完整性, 操作都必须将防故障或节点以及把拥有的信息的类型考虑在内。例如, 变异必须重视二元运算节点, 必须能够处理缺失值。

GP 利用随机生成的交通仿真模型 — 输出数据集。它是由在定义的范围中使用立方体抽样产生数值仿真模型创建 M 发单集数。每个 GP 程序的性能是评价的标准, 测试验证使用的输入输出模式集。

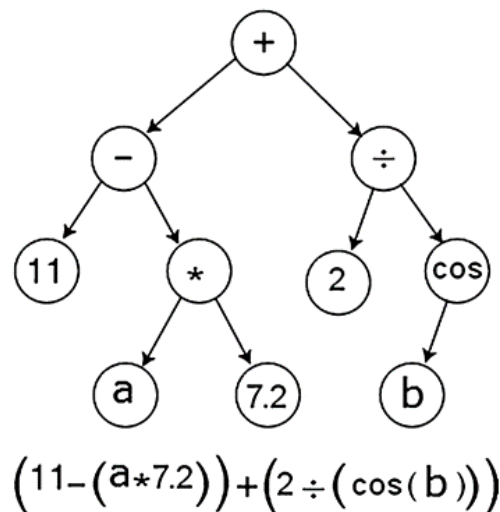


图 2.1 树状结构

非树表示已经成功地实施, 如线性遗传编程适合更传统命令式语言 (Banzhaf 等人, 1998 年)。商业的 GP 软件 (Francone 1998 年) 通过使用自动感应的二进制的机器代码更好地执行。在拟议的方法中, Discipulus GP 软件用于解决和生成 GP 模型。Discipulus 使用线性编程 (LGP), 利用线性方法输入变量。这程序的目的是尽量减少 GP 程序对每个模式与实际结果之间的价值差额。

目标函数往往是绝对值或最小平方的误差。几乎三分之二的输入 — 输出数据集被用

于训练和测试 GP 模型。剩余的数据集用于验证 GP 模型。R 平方值显示到 GP 模型 (Sreekanth and Datta 2010 年) 的效率。

2.2.1 绩效评价

用 GP 代理模型进行计算以验证的代理模型模拟流动性能和运输过程仿真与活性的化学物质, 根据水文地质不确定性。输入的数据集都是随机生成的数据定义的范围。含水层水文地质不确定性包括不确定性估计水力传导度。

2.3 绩效评价的开发方法

为评估开发方法的性能, 基于集成于 GP 的物理模型, 说明了研究的范围, 如图 2-2 所示。指定的水文地质条件类似于均匀的和各向同性的含水层。为了评估方法性能, 采用 GP 物理模型。首先采用三维有限元基础和交通仿真模型进行测试。在模拟测试过程中, GP 模型用于模拟研究站点中的数据传输过程。然后将物理模型的求解结果与实际数值结果相比较。

指定的研究地域范围是 10000m^2 。复杂污染物来源包括点源和分布式来源两种。假定在不同的时间地点观察空间范围的污染物浓度。含水层厚度为 50 米。研究区域的边界包括流体的顶部、底部及两侧, 而左、右两侧的含水层边界液压值不同。压力从上往下依次降低, 从左到右逐渐降低。含水层系统如图 2.2 所示。

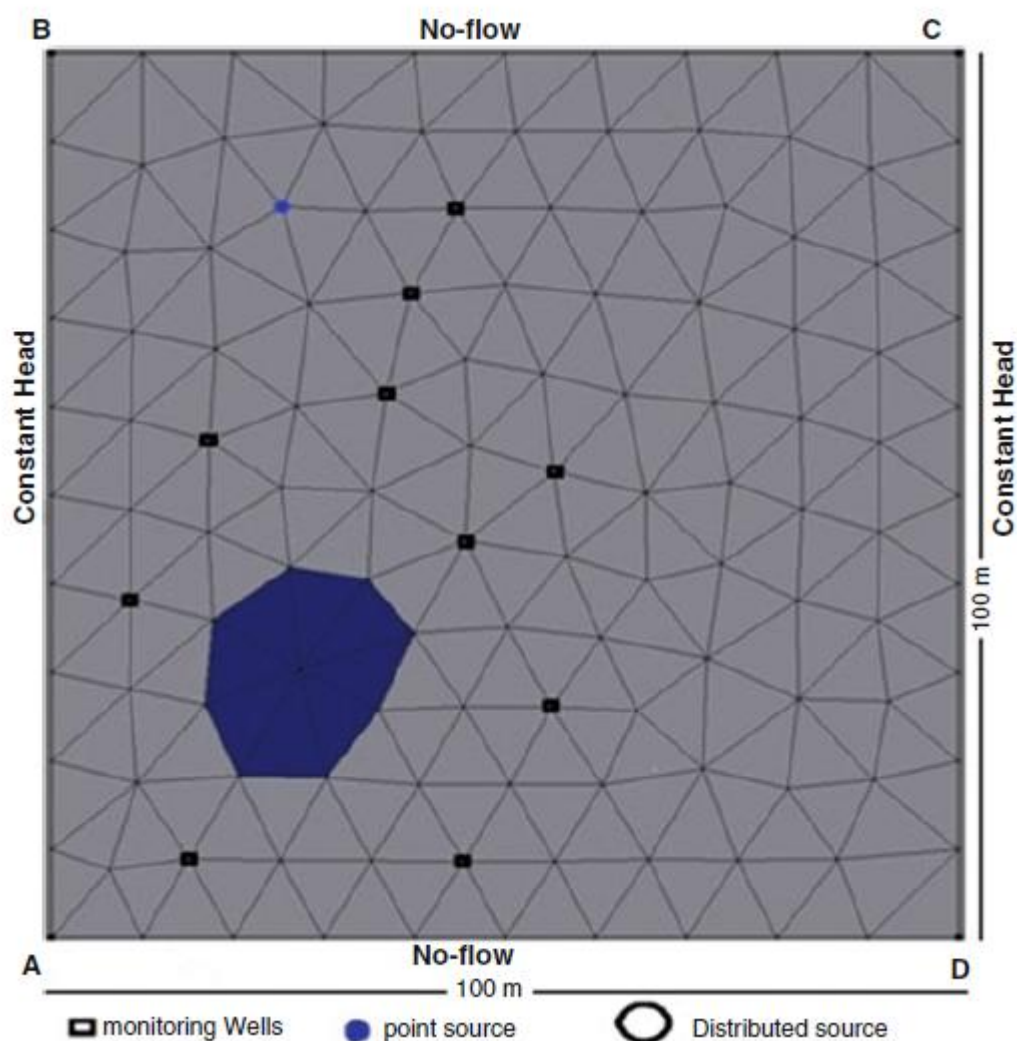


图 2.2 说明性研究区

如图 2.2 所示, 深蓝色区域代表污染物来源 $S(i)$, 其中包括分布式来源和点源两种。根

据监测的位置，黑色矩形点浓度数据用于模拟 测试和验证 GP 物理模型。

表 2.1 表示尺寸、 水文地质特性和研究区域边界对于模拟地下水流场及化学活性输运过程的影响程度，并根据指定的污染含水层的浓度测量数据对开发方法进行评价。通过已知的污染源、 边界条件、 初始条件、水文地质条件以及地球化学参数值来求解监测浓度的位置。在一定情况下，铜 (Cu2C)，铁 (Fe2C) 和硫酸 (SO42-) 被指定为污染源的化学元素。

九个不同的场景都是基于不同水力传导系数和边界条件的最大和最小值，假定以下参数作为监测浓度的位置 (N11、N12....., N21,N33)。第一个数字表明液压电导率值，第二个代表边界位置的壓力值。

表 2.1 含水层的属性

含水层参数	单位	数值
尺寸 (长度 * 宽度 * 厚度) 研究区域	m* m * m	100 * 100 * 50
节点数量		387
元素个数		1432
液压电导率, Kx, Ky, Kz	m/d	10.0, 5.0, 3.0
有效孔隙度、Ø		0.3
纵向的分散性, L	m/d	10.0
横向的分散性, T	m/d	6.0
横向各向异性		1
污染物初始浓度	Mole/lit	0-5
扩散系数		0

2.3.1 集成 GP 模型的训练和测试模式的生成

污染源影响的总时间指定为 800 天，细分为八个时间间隔，每个时间间隔为 100 天。期间每个压力必须保持恒定，根据每个污染源监测实际污染物浓度。铜、铁以及硫酸在压力表中表示为 Cpit(i)、Fepit(i)和 Spit(i)，同时 C(i)、 Fe(i) 和 s (-)分别表示在不同的时间步长情况下铜、 铁及硫酸浓度。每种污染物选取十六个浓度值做为仿真模型中的变量。浓度测量模拟仿真的周期时间为 800 天。每 100 天间隔监测污染物的浓度，这需要持续 800 天。将不同时间段获得的浓度测量数据作为数值模拟模型指定的初始条件、 边界条件和参数值。

在实际应用中，需要使用这些数据对污染物仿真模型进行校正。然而，在实地观察中，需要花费大量的时间来进行观测。因此在训练和测试中，需要综合含水层数据对这一评价方法进行修正。

全面的三维数值模拟模型用于模拟含水层的流动和化学活性运输过程。不同的随机污染物、不同的边界条件和液压电导率的实现是通过使用拉丁超立方抽样来生成的。为实现随机生成的目的，10%的初始含水层属性被视为不明朗的情况，以修正含水层参数的错误。HGCH 是利用这些浓度模式实现的。

在监测网络和相应浓度的污染物来源的形式下输入模拟的浓度测量数据。所有十个浓度观测地点的浓度模式都被用于这一评价。八个输入— 输出模式是基于不同时间定义的。使用这些数据集创建合奏 GP 代理模型，得到了遗传编程模型。每个数据集被分成现有的和测试的遗传编程。

代理模型模拟观测地点的污染物浓度在不同时间和不同水文地质不确定性造成的。所有的 GP 模型使用大小为 1000、突变频率为 95。Discipulus，遗传编程的商业软件，用于开发代理模型。有一种模型使用 Discipulus 默认参数值。GP 适应度函数是 GP 模型之间的平方

的偏差，它真实模拟了不同观察地点和时间的浓度值。

2.3.2 评价结果和讨论

流量和浓度的仿真结果，基于研究区数值 HGCH 仿真模型，如图 2.3、2.4、2.5 和 2.6 所示。水流运动与总头部轮廓图与速度矢量见图 2.3，2.4 和 2.5。图 2.3、2.4 和 2.5 显示出了流量水头。从 B 点向 D 点轮廓显示缓坡，图 2.6 所示为铜浓度在不同研究区具有活性的化学物种的复杂运输过程。

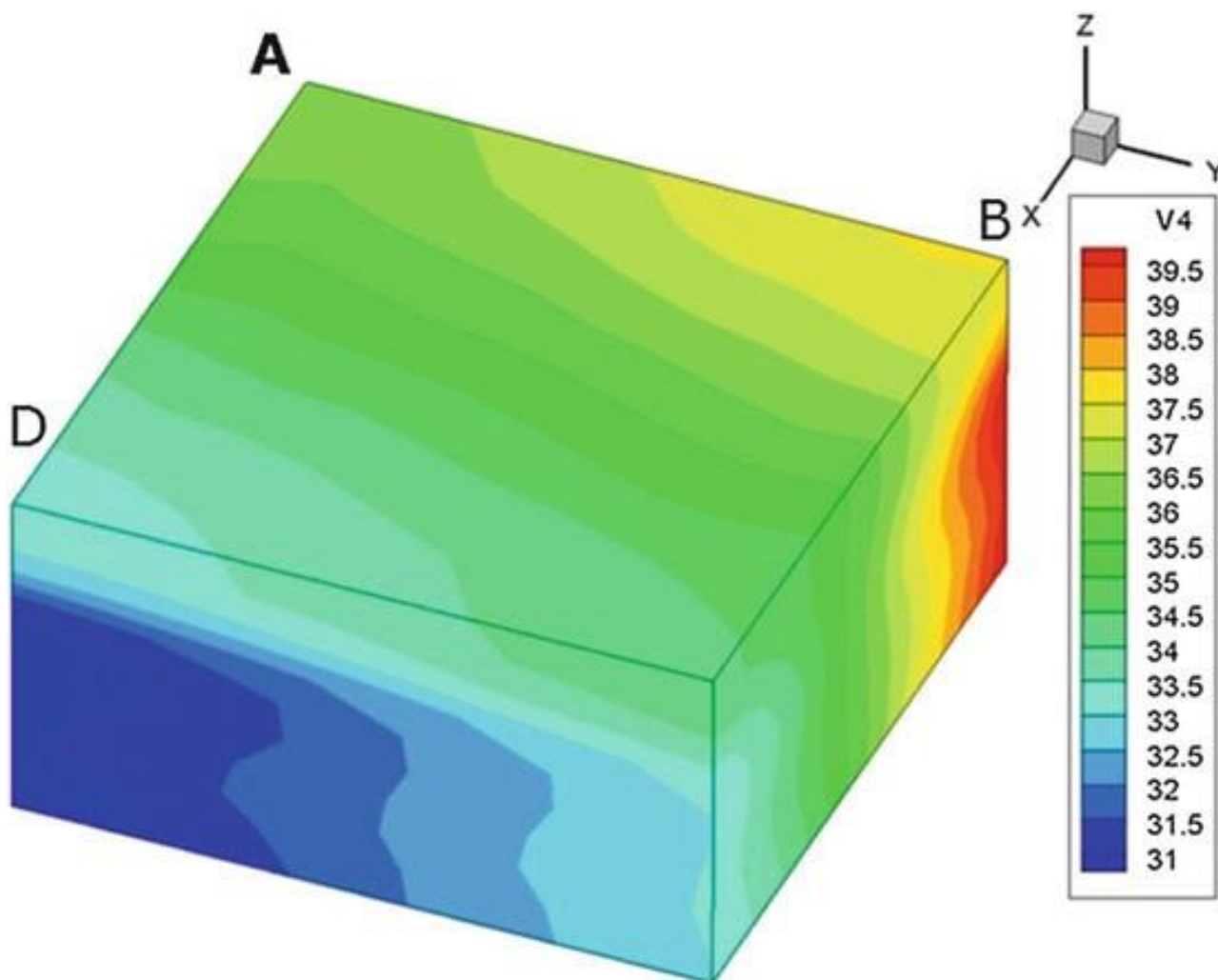


图 2.3 液压水头分布的三维视图

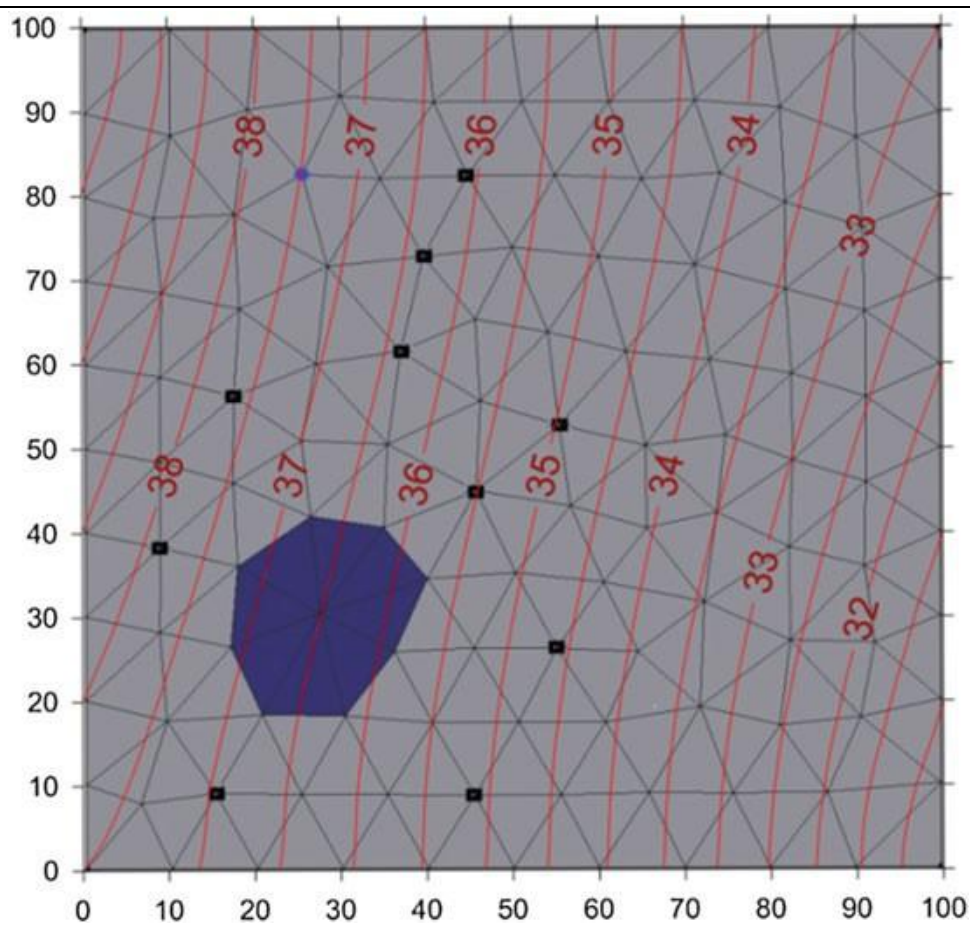


图 2.4 液压头部轮廓 (m)

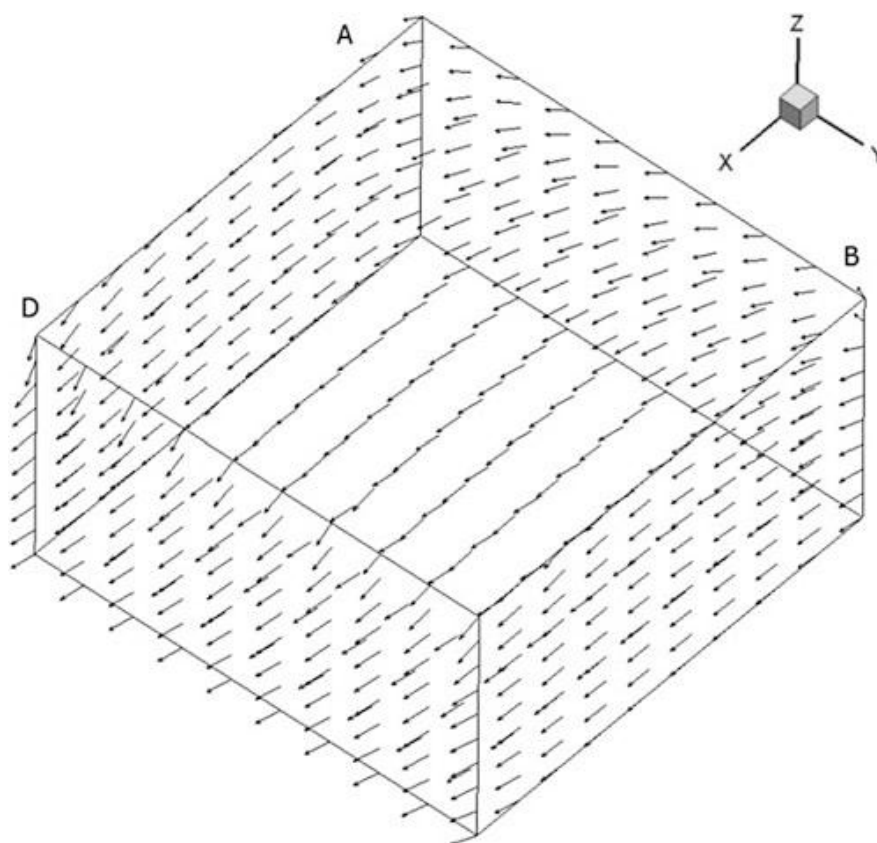


图 2.5 速度矢量的地下水运动

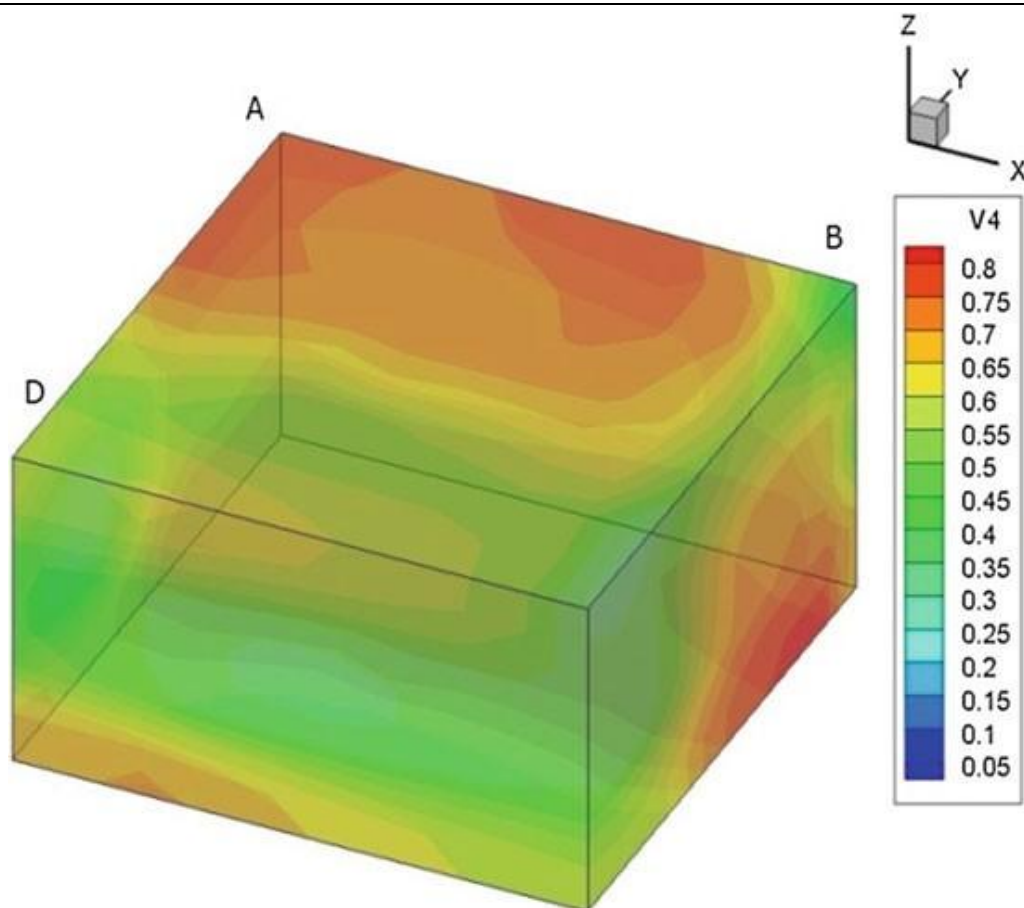


图 2.6 研究区铜浓度 (mole/lit) 的分布

硫酸盐的浓度几乎与地下水相同而铁浓度较低于地下水。基于铁浓度可知，其停止在溶质的阶段，因此可以删除窗体地下水的 pH 值变化。

采用遗传编程的代理模型以近似模拟污染物浓度的分布与采用 HGCH 取得的数值模拟结果进行比较。基于九个不同的场景。这九个方案的特点是不同水力传导度和液压头边界条件。每个随机的平均值（假定相同的实际值）的水文地质参数和边界条件有 10.5%误差范围。

图 2.7a 说明这些方案中的一个方案比较结果为在每个监测网络从 HGCH 模型中用一个特定的水力传导系数选择获得模拟输出数据。每个时间段标记在 x 轴上。每个时间段对应的污染物浓度在 Y 轴上，获得由 HGCH 和 GP 集成的模型。

图 2.7 显示由组合 GP 代理模型获得的结果，非常接近使用数值模拟得出的结果

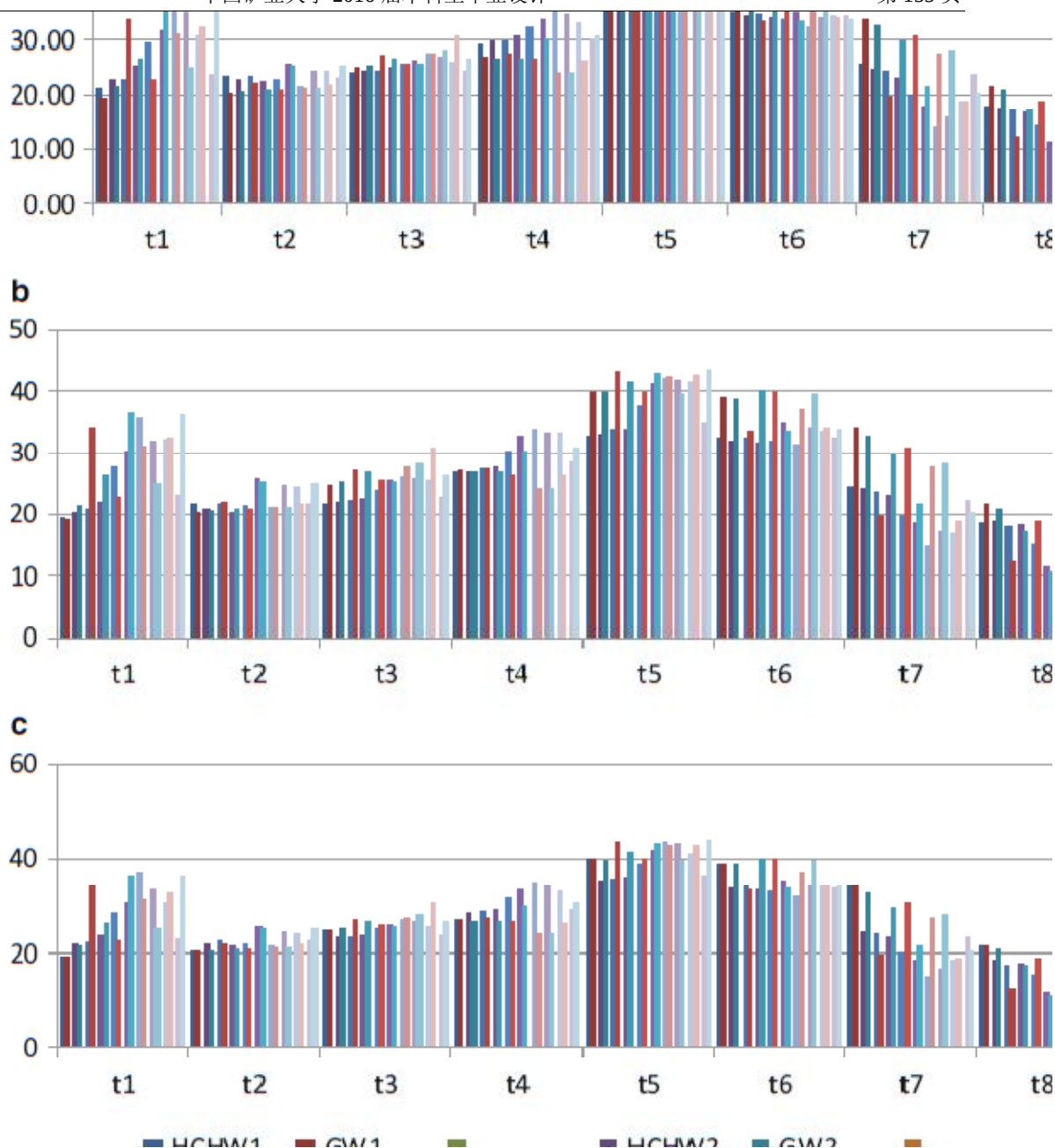


图 2.7 基于组合 GP 代理模型获得的结果

图 2.7 是集成 GP 模型获得的结果与指定参数值定义的 hgch 仿真结果的比较 (a) 不确定约束的含水层参数值, (b) 实际参数与平均参数值和 (c) 上限含水层参数值 (GW1: 在 1 号由 GP 的配方所得的浓度数据, hchw1: 在 1 号的基础上由 hgch 模拟所得的浓度数据)

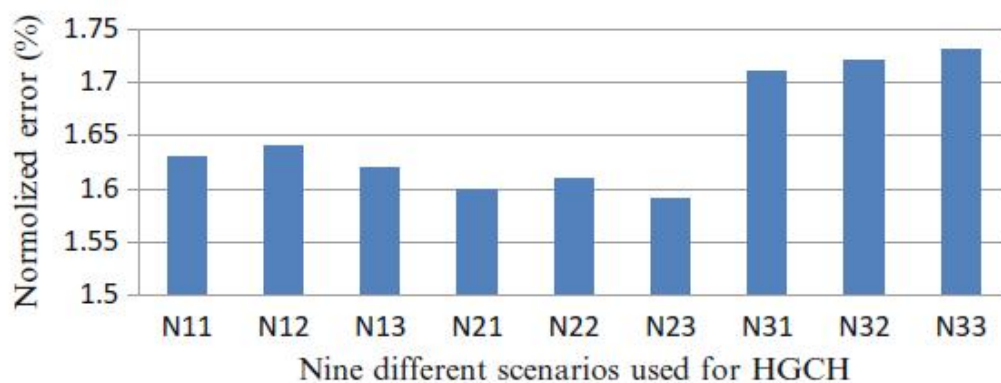


图 2.8 所有不确定性的情况的规范化错误

仿真模型和纳入了规范化的不确定性因素。图 2.8 显示求和的平均值归一化错误，8 是每个时间段在每个监测网络的观察位置。据悉，在每个观测地点用集成 GP 模型测量的浓度的结果相对准确。虽然边界条件不同，但在所有三个场景的相同水力传导度的归一化错误都几乎相同。发达国家的集成 GP 模型使用最重要的优势是数值模拟需要间隔较长的一段时间进行测量通常是几个小时为一个典型的研究领域，同时合奏遗传编程的代理模型通常几分之一秒就提供解决方案结果。

此外水文不确定性直接纳入集成 GP 模型的模拟系统中。因此计算近似模拟复杂的无功运输过程中含水层的浓度使用集成 GP 合奏的优势是如果在模拟错误的情况下，误差范围是在可接受的范围之内。特别是使用发展和链接的仿真优化模型（Datta 等 2014 年）可以节省大量的计算时间，关键是可以为污染含水层管理提供解决方案。

2.4 结论

虽然代理模在解决替换地下水管理的实际复杂的数值模型的问题上得到广泛应用，往往主要问题是根据输入的数据的不确定关系而得到较为准确和可靠的代理模型预测数据。由集成 GP 代理模型来代替近似模拟的化学反应数值模拟来研究制定多个受到污染的含水层的运输过程中的一种方法，类似于一个废弃的矿井的地球化学特性。评价结果表明这种方法适用于逼近的复杂反应运输过程中的含水层。发达国家的集成 GP 模型结果在提高计算效率和计算方面具有更大的优势

链接的仿真优化方法是标识源特性分析与监测网络设计中复杂的现实生活场景的不确定性下的有效性补救策略和地下水管理的重要的一种有效的方法。链接的仿真模型的优化主要缺点是需要做大量的计算时间，由集成 GP 代替的模型来近似链接的仿真优化模型的会造成不确定性下的模拟数值。为了解决这个问题，由于交通仿真模型及流场数值迭代重复解决方案。

集成 GP 由代理模型可以提高全球环境展望-化学成分复杂污染含水层等矿址的效率和地下水管理，同时确定了水文地质系统的不确定性的优化管理策略的可行性。测量结果表明集成 GP 模型是用作复杂的水文地质和地球化学过程纳入中描述物理系统的不确定性被污染的地下水含水层中的近似模拟器。

