

乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿
安全现状评价报告

中检集团公信安全科技有限公司

APJ-（鲁·煤）-003

二〇二五年九月



安全评价机构资质证书

统一社会信用代码:91370400665749438D

机构名称: 中检集团公信安全科技有限公司
注册地址: 枣庄市清泉西路1号
法定代表人: 李旗
证书编号: APJ-(鲁·煤)-003
首次发证: 2020年01月13日
有效期至: 2030年01月12日
业务范围: 煤炭开采业。****



乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿

安全现状评价报告

项目编号：CCIC-ZJGX-MK-XZ-2025-041

项目规模：1.2Mt/a

法定代表人：李 旗

技术负责人：朱昌元

项目负责人：王宜泰

中检集团公信安全科技有限公司

二〇二五年九月



乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿

安全现状评价报告项目组人员

	姓 名	专 业	资质证号	从业登记编号	签 字
项目负责人	王宜泰	采矿	1800000000200742	033105	王宜泰
项目组成员	郭同庆	机械	1500000000100083	020644	郭同庆
	高亮亮	通风安全	1700000000301188	031347	高亮亮
	王天柱	通风安全	1700000000301210	031328	王天柱
	朱德奎	地质	1700000000301264	031350	朱德奎
	王兆亮	电气	1600000000301034	029258	王兆亮
	刘 超	矿建	1800000000300774	033225	刘超
报告编制人	王宜泰	采矿	1800000000200742	033105	王宜泰
	郭同庆	机械	1500000000100083	020644	郭同庆
	高亮亮	通风安全	1700000000301188	031347	高亮亮
	王天柱	通风安全	1700000000301210	031328	王天柱
	朱德奎	地质	1700000000301264	031350	朱德奎
	王兆亮	电气	1600000000301034	029258	王兆亮
	刘 超	矿建	1800000000300774	033225	刘超
报告审核人	张 建	地质	1500000000201034	025297	张建
	马鸿雷	通风安全	1700000000200733	020761	马鸿雷
	彭海龙	机械	1700000000200696	031462	彭海龙
过程控制负责人	刘云琰	安全	1100000000201885	020599	刘云琰
技术负责人	朱昌元	地质	1600000000100176	014856	朱昌元

前言

乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿位于内蒙古自治区乌海市境内，行政区划隶属乌海市海南区管辖。井田位于海南区东部，大平台以南一带，距乌海市海南区约 6km。

乌海市天誉煤炭有限责任公司原隶属于内蒙古双欣矿业有限公司，2024 年内蒙古双欣矿业有限公司将乌海市天誉煤炭有限责任公司出售给内蒙古隆茂源煤炭运销有限责任公司，目前正在进行股权变更。矿井于 2013 年 3 月开工建设，设计生产能力为 1.20Mt/a，2017 年 1 月，原内蒙古自治区煤炭工业局下发了《关于印发<乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿技术改造项目（120 万吨/年）竣工验收意见书>的通知》（内煤局字〔2017〕24 号），矿井正式移交生产。

矿井划分为两个开采水平，一水平标高+945m，开采北翼 8、9、10 煤层和南翼 16、17 煤层，另设辅助开采水平，水平标高+1002m，开采南翼 8、9、10 煤层；二水平标高+890m，开采北翼 16、17 号煤层，目前尚未开拓。矿井目前开采一水平北翼 8、9 煤层和南翼 16 煤层。采煤工作面采用长壁后退式采煤方法，综合机械化一次采全高或放顶煤采煤工艺，全部垮落法管理顶板。掘进工作面均采用综掘工艺。矿井通风方式为中央分列式，通风方法为抽出式，主斜井、副斜井进风，回风立井回风。

该矿《安全生产许可证》有效期自 2022 年 11 月 9 日至 2025 年 11 月 9 日。为办理《安全生产许可证》延期，根据《中华人民共和国安全生产法》《安全生产许可证条例》《煤矿企业安全生产许可实施办法》《内蒙古自治区煤矿企业安全生产许可证颁发管理办法》以及其他相关法律法规的规定，乌海市天誉煤炭有限责任公司委托我公司对其矿井进行安全现状评价工作。

我公司在签订安全评价合同后，成立了乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿安全现状评价项目组。为保证评价工作质量，评价项目组按照《安全评价通则》《煤矿安全评价导则》《煤矿安全现状评价实施细则》等规定，遵循“安全第一、预防为主、综合治理”的安全生产方针，于 2025 年 9 月 14 日~15 日到现场进行调查、收集资料，并结合现场实际情况，分析各生产系统和辅助系统、安全管理等存在的危险、有害因素，查找存在的问题，对各生产系统和辅助系统、安全管理等进行符合性评价，提出安全对策措施及建议，并于 2025 年 9 月 24 日到矿对评价时存在问题整改情况进行复查，在此基础上，编制了《乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿安全现状评价报告》。

在报告编制过程中，得到了乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿领导及有关技术人

员的大力支持和配合，在此表示感谢。

目 录

第一章 概 述..... 1

第一节 安全现状评价对象及范围 1

第二节 安全评价目的 1

第三节 安全现状评价依据 1

第四节 评价程序 8

第五节 煤矿基本情况 8

第六节 煤矿生产条件 12

第七节 煤矿生产现状 26

第二章 危险、有害因素的识别与分析 34

第一节 危险、有害因素识别的方法和过程 34

第二节 危险、有害因素的辨识 34

第三节 危险、有害因素的危险程度分析 57

第四节 危险、有害因素可能导致灾害事故类型，可能的激发条件和主要存在场所分析 66

第五节 危险、有害因素的危险度排序 68

第六节 重大危险源辨识与分析 69

第七节 重大生产安全事故隐患判定 72

第三章 评价单元定性、定量分析评价 81

第一节 划分评价单元 81

第二节 选择评价方法 82

第三节 安全管理单元评价 83

第四节 地质勘探与地质灾害防治单元评价 93

第五节 开拓开采单元评价 98

第六节 通风单元评价 114

第七节 瓦斯防治单元评价 122

第八节 防治水单元评价 125

第九节 防灭火单元评价 139

第十节 粉尘防治单元评价 144

第十一节 运输、提升单元评价	149
第十二节 压风及其输送单元评价	161
第十三节 电气单元评价	163
第十四节 安全监控、人员位置监测与通讯单元评价	173
第十五节 总平面布置单元评价	184
第十六节 安全避险与应急救援单元评价	188
第十七节 职业病危害防治单元评价	194
第四章 煤矿事故统计分析	200
第一节 矿井生产事故统计分析	200
第二节 生产事故的致因因素、影响因素及其事故危险度评价	201
第五章 安全措施及建议	205
第一节 现场调查存在问题的安全对策措施及建议	205
第二节 安全管理措施及建议	205
第三节 安全技术措施及建议	205
第六章 安全评价结论	219
附 录	226

第一章 概 述

第一节 安全现状评价对象及范围

一、安全现状评价对象

乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿（以下简称为天誉煤矿）。

二、安全现状评价范围

对天誉煤矿《采矿许可证》范围内现开采煤层的各生产系统和辅助系统、生产工艺、安全设施及装备、安全管理、应急救援、职业病危害防治等方面进行全面、综合的安全评价。

第二节 安全评价目的

天誉煤矿《安全生产许可证》有效期至 2025 年 11 月 9 日，本次安全现状评价的目的是为该矿《安全生产许可证》延期提供技术支撑。

第三节 安全现状评价依据

一、法律、法规

1. 《中华人民共和国安全生产法》（中华人民共和国主席令第 70 号，2002 年 11 月 1 日实施；2009 年 8 月 27 日一次修订，2014 年 8 月 31 日二次修订，2021 年 6 月 10 日三次修订）
2. 《中华人民共和国矿山安全法》（中华人民共和国主席令第 65 号，1993 年 5 月 1 日实施；2009 年 8 月 27 日修订）
3. 《中华人民共和国职业病防治法》（中华人民共和国主席令第 60 号，2002 年 5 月 1 日实施；2011 年 12 月 31 日修订，2016 年 7 月 2 日一次修正，2017 年 11 月 4 日二次修订，2018 年 12 月 29 日主席令第 24 号修正）
4. 《中华人民共和国煤炭法》（1996 年 8 月 29 日主席令第 75 号发布，根据 2016 年 11 月 7 日主席令第 57 号修正）
5. 《中华人民共和国劳动合同法》（2007 年 6 月 29 日主席令第 65 号公布，2012 年 12 月 28 日主席令第 73 号修正）
6. 《中华人民共和国消防法》（中华人民共和国主席令第 4 号颁布，1998 年 9

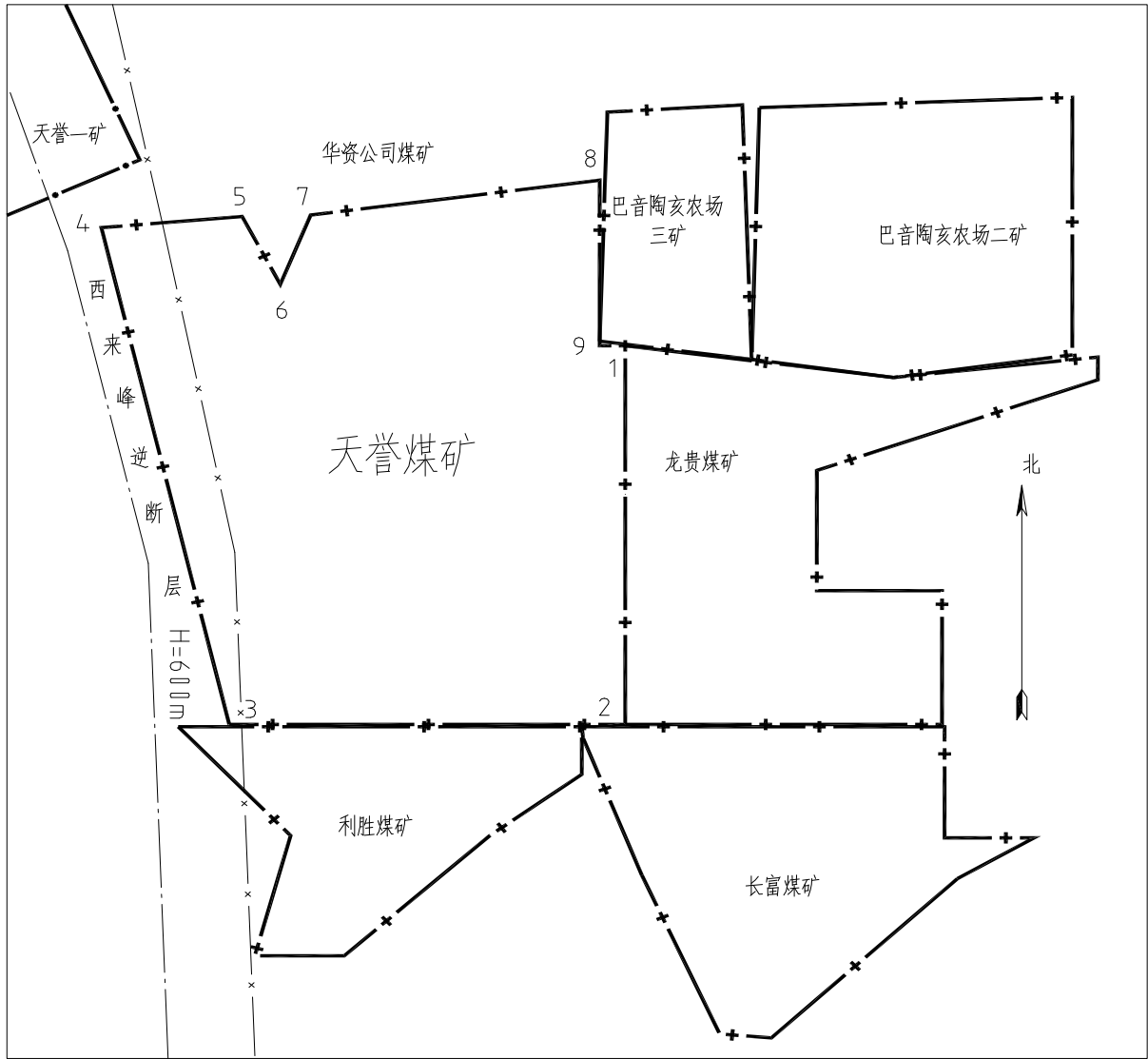


图 1-6-1 相邻矿井分布示意图

第七节 煤矿生产现状

一、安全管理

该矿成立了以矿长为第一责任人的安全生产领导小组，成立了安全管理机构，配备了相应的安全生产管理人员；主要负责人组织制定了安全生产责任制、安全生产管理制度、作业规程和操作规程；主要负责人、安全生产管理人员和特种作业人员均经考核合格持证上岗；该矿为从业人员办理了工伤保险，并缴纳了工伤保险费。

二、生产概况

1. 开拓开采系统

矿井采用斜井开拓方式，在井田东南部工业场地内布置主斜井、副斜井，在井田东部边界风井工业场地布置回风立井。

主斜井井筒装备 1 部带式输送机，担负矿井的煤炭提升和进风任务，井筒内设人行台阶及扶手，兼作矿井安全出口；副斜井铺设轨道、装备架空乘人装置，担负矿井材料、设备、人员运输和进风任务，井筒内设人行台阶及扶手，兼作矿井安全出口；回风立井井口设防爆盖及行人安全出口，装备行人梯子间，担负全矿井总回风任务，兼作矿井安全出口。

矿井划分为两个开采水平，一水平标高+945m，开采北翼 8、9、10 煤层和南翼 16、17 煤层，另设辅助开采水平，水平标高+1002m，开采南翼 8、9、10 煤层。二水平标高+890m，开采北翼 16、17 号煤层。矿井目前开采北翼 8、9 和南翼 16 煤层。

全井田划分为 4 个盘区开采，即一盘区、二盘区、三盘区和四盘区。盘区划分以 DF9 正断层为界，南翼上组煤为一盘区，北翼上煤组为二盘区，南翼下组煤为三盘区，北翼下组煤为四盘区。一、二盘区开采 8、9、10 号煤层，三、四盘区开采 16、17 号煤层。目前矿井一盘区已基本开采完毕（剩余 1903 采煤工作面部分资源，目前因 2902 采煤工作面尚未形成暂时停采），生产盘区为二盘区和三盘区。

目前矿井布置 1 个采煤工作面和 6 个掘进工作面同时组织生产。其中二盘区 8 煤层布置 2804 回风顺槽掘进工作面、2804 进风顺槽掘进工作面；二盘区 9 煤层布置 2902 回风顺槽掘进工作面、2902 进风顺槽掘进工作面；三盘区 16 煤层布置 31602 采煤工作面、31603 回风顺槽掘进工作面和 31602 瓦斯抽放泵硐室掘进工作面，另外在一盘区 9 煤层布置 1 个停采工作面，即 1903 采煤工作面。

采煤工作面采用长壁后退式采煤方法，综合机械化一次采全高或放顶煤采煤工艺，全部垮落法管理顶板；掘进工作面均采用综掘工艺。

2. 通风系统

矿井通风方式为中央分列式，通风方法为机械抽出式，主斜井、副斜井进风，回风立井回风。

回风立井安装 2 台 FBCDZ№32/2×355 型防爆对旋轴流式通风机，1 台工作，1 台备用；通过风机反转来实现反风。矿井目前布置 1 个生产水平，2 个生产盘区，分区通风符合要求。采煤工作面采用“U”型通风方式；掘进工作面采用局部通风机压入式通风；在通风路线上设置风门、风窗、风墙、密闭等通风设施。

3. 主要设备情况

序号	名称	型号	数量	安装地点
19	带式输送机	DTL	26	主斜井等带式输送机运输巷

		DSJ		
		YBD		
2	电机车	CTY8/6GB	1	井底车场
		CBY12/6GP (YC) (A)	1	
3	提升机	JK-3.5×2.5/31.5	1	副斜井
4	无极绳绞车	SQ-120/110P	1	采区排水回风巷
		SQ-120/132P	1	二盘区
		SQ-120/110B	1	一盘区
5	架空乘人装置	RJY45-28/2500 (A)	1	副斜井
6	无轨胶轮车	ZL20EFB	8	辅助运输大巷、进风、回风顺槽等地点
		ZL20EFB (A)	1	
		ZL30EFB (B)	2	
		WC1.8E	11	
		WC1.9E (A)	2	
		WC9RJ (A)	1	
7	主要通风机	FBCDZ№32/2×355	2	回风立井
8	瓦斯抽采泵	2BEC-60	2	瓦斯抽采站
9	水泵	MD360-40×10	2	中央水泵房
		MD360-95×4 (P)	1	
		MD360-95×5P	5	二盘区泵房
10	潜水泵	BQS200-360/9-350	2	中央水泵房
11	空气压缩机	MM250 VSD	3	地面空气压缩机房

4. 瓦斯防治系统

该矿配备了瓦斯检查工和各类检测仪器仪表，建立了瓦斯巡回检查和瓦斯日报审签等制度，安装 1 套 KJ70X (A) 型安全监测监控系统，形成了瓦斯检查工巡回检测和安全监测监控双重瓦斯防治系统。

31602 综放工作面正常推采期间存在瓦斯超限情况，为了提前预防回采期间瓦斯浓度升高，杜绝瓦斯涌出异常，该矿已委托内蒙古煤矿设计研究院有限责任公司编制《31602 综放工作面瓦斯预防专项设计》。该矿已按照设计要求在三采区轨道运输一联巷安设 2 台 2BEC-60 型高负压水环式真空泵，抽采 31602 综放工作面瓦斯，高负压抽采管采用 DN300mm 的矿用聚乙烯管从瓦斯抽采泵站延伸到工作面。在回风顺槽施工 16 号煤层施工顺层钻孔，钻孔采用单排布置，钻孔间距 5m。并按照设计要求正在施工井下低负压瓦斯抽采泵站安设硐室。

查阅安全监测监控系统、束管报表及瓦斯日报表，316022 综放工作面瓦斯含量最

大值0.10%，工作面采空区瓦斯含量最大值0.12%，高负压瓦斯抽采泵正常抽采期间，31602综放工作面采空区、回风隅角、回风流瓦斯含量均未超限报警，实现回采期间瓦斯防治安全。

中检集团公信安全科技有限公司2025年9月16日对2台2BEC-60型高负压水环式真空泵进行了检测，并出具了《煤矿用水环真空泵检测检验报告》（报告编号：GX-B1339/21-2500168、GX-B1339/21-2500175），检验结论：所检项目合格。

5. 粉尘防治系统

在工业场地建有2座400m³静压水池，水源取自处理后的矿井水，不足部分由矿井生活水源补给。防尘主管路采用Φ133×6mm无缝钢管，沿副斜井敷设至井下各用水地点，井底车场、盘区大巷采用DN160×6mm的钢丝网骨架聚乙烯复合管，采掘工作面顺槽采用DN50×4mm或DN90×6mm的钢管或钢丝网骨架聚乙烯复合管。带式输送机巷道每隔50m设置支管和阀门，其他巷道每隔100m设置支管和阀门。采掘工作面均采用综合防尘措施。在煤炭运输转（卸）载点等处设置喷雾装置。

在水平大巷、盘区巷道设置隔爆水棚和自动隔爆装置，在采煤工作面顺槽、掘进巷道等地点设置隔爆水棚。

6. 防灭火系统

该矿现开采的8、9、16煤层均为自燃煤层，编制了矿井防灭火专项设计，采用注氮、喷洒阻化剂等综合防灭火措施，并设置束管自然发火监测系统、安全监控系统 and 人工检测、人工取样化验分析对各自然发火观测点进行监测。

消防洒水系统与防尘供水系统共用1套管路。井下消防管路系统敷设到采掘工作面，并按要求设置支管和阀门。

井上、下均建有消防材料库，并配备了消防器材。井下机电设备硐室、材料库、井底车场、使用带式输送机的巷道和采掘工作面附近的地点等配备了灭火器材。

7. 安全监控、人员位置监测与通讯系统

该矿安装1套KJ70X（A）型安全监测监控系统，并与国家矿山安全监察局内蒙古局、乌海市应急管理局联网。

该矿装备了KJ1626J型人员位置监测系统，调度通信采用SOD8260型调度通信系统，无线通信系统依托井下人员定位的融合基站，实现无线通讯功能；井下安装和使用KJ425型语音广播系统。

8. 防治水系统

在井底车场附近设中央水泵房，并分别设主、副水仓，水仓总有效容积为 2013m³。中央水泵房安装 2 台 MD360-40×10 型离心式排水泵，额定流量 360m³/h，额定扬程 400m；1 台 MD360-95×4（P）型离心式排水泵，额定流量 360m³/h，额定扬程 380m，均配备 1 台 YB2-5001-4 型电动机，额定功率 560kW。3 台水泵 1 台工作、1 台备用、1 台检修。沿管子道、副斜井敷设两趟 Φ273×10mm 无缝钢管至地面污水处理站，正常涌水时 1 趟管路工作，最大涌水时两趟管路同时工作。

中央水泵房设有应急排水设备 2 台 BQS200-360/9-350 型潜水泵，额定流量 200m³/h，额定扬程 360m。沿钻孔敷设两趟 Φ219×6mm 的无缝钢管至中部车场再沿副斜井排至地面污水处理站。

在井田西部低洼处设置二盘区泵房，并分别设主、副水仓，水仓总有效容积为 4095m³。二盘区泵房安装 5 台 MD360-95×5P 型离心式排水泵，额定流量 360m³/h，额定扬程 475m，均配备 1 台 YB2 5003-4 型电动机，额定功率 710kW。5 台水泵 2 台工作、2 台备用、1 台检修。沿二盘区排水进风巷、二盘区排水回风巷各敷设 1 趟 Φ273×11.5mm 无缝钢管至中央水仓，正常涌水时 1 趟管路工作，最大涌水时两趟管路同时工作。

9. 电气系统

（1）供电电源

该矿具备双回路供电电源，供电电压等级 35kV；一回路电源引自西来峰 110kV 变电站 35kV 母线侧，采用 3 根 LGJ-240mm² 型钢芯铝绞线，供电距离约 7.0km；另一回路电源引自海南东 110kV 变电站 35kV 母线侧，采用 3 根 LGJ-240mm² 型钢芯铝绞线，供电距离约 4.0km。两回路供电线路均采用铁塔架空敷设，线路上均未分接任何其他负荷，未装设负荷定量器。正常运行方式为：双回路分列运行。

（2）地面供电

该矿在工业场地建有 35kV 变电所一座。35kV 系统、10kV 系统均采用单母线分段接线方式。

工业场地设有主斜井井口房配电点、10kV 变电所、主通风机房配电点、副斜井提升机房配电点、空气压缩机房配电点和强排泵配电室等配电点或变电所，完成对各自区域用电设备的供电。

（3）井下供电

该矿采用 10kV 电源下井，入井电缆共 4 路，其中 2 路电源均引自地面 35kV 变电

所 10kV 两段母线，沿副斜井共敷设至井下中央变电所，采用 MYJV₃₂₋₃×240mm² 型电力电缆，电缆长度均为 1200m。其中 2 路电源均引自地面强排泵配电室，沿副斜井敷设至井下强排泵，副斜井内采用 MYJV₂₂₋₃×50mm² 型电力电缆，电缆长度均为 800m，强排泵入口端采用 MYPTJ-3×50mm²，线路长度 200m。

井下设有二盘区配电硐室、二盘区水泵房配电点、三盘区配电硐室等变配电点，均采用双回路供电，为区域内相关负荷供电。

井下另设有一盘区配电硐室、三盘区运输巷集中皮带配电点、一盘区临时配电点、一盘区运输巷集中皮带配电室、二盘区运输集中皮带巷配电室、一盘区无极绳绞车硐室配电点、给煤机配电点、三盘区轨道巷巷口配电点、1903 回风顺槽皮带配电点、1903 综采工作面配电室、31603 回风顺槽配电点、31603 进风顺槽配电点、31602 综放工作面设备列车、31602 工作面液压系统配电点、二盘区转载一、二部带式输送机配电点，2804 进风顺槽配电点，2804 回风顺槽配电点，2902 进风顺槽配电点、二盘区排水回风巷无极绳绞车配电点、二盘区无极绳绞车配电点等变配电点，为区域内相关负荷供电。

10. 运输、提升系统

煤矿井下综采工作面、掘进工作面原煤全部采用刮板输送机和带式输送机连续运输；辅助运输：副斜井提升机房安装的 1 部单绳缠绕式提升机担负矿井物料、设备提升任务。井底车场使用 1 台 CTY8/6GB、1 台 CBY12/6GP（YC）（A）型防爆电机车担负物料的倒运；井下斜巷采用双速绞车，用于回撤设备列车，二盘区排水回风巷、二盘区、一盘区均安装 1 部无极绳绞车配合运输物料；为减轻入井人员劳动强度，在副斜井安装 1 部架空乘人装置，担负人员运输任务，井下采用 8 台 ZL20EFB、1 台 ZL20EFB（A）、2 台 ZL30EFB（B）型防爆装载机，担负物料的铲装任务；采用 11 台 WC1.8E、2 台 WC1.9E（A）型无轨胶轮车担负物料的运输任务，采用 1 台 WC9RJ（A）型指挥车担负人员的运输。

11. 压风及其输送系统

地面设有固定空气压缩机站，安装 3 台 MM250 VSD 型螺杆式空气压缩机供井下用风。采用 Φ159×10mm 管道作为压风主管路，沿副斜井敷设至井下；井下运输大巷、辅运大巷等地点的压风主管路敷设 Φ159×10mm、Φ110×8mm、Φ110×6mm、Φ110×10mm 管道，综采、掘进工作面顺槽均敷设 DN90mm、Φ57×3.5mm 管道。供风管路每隔 200m 设置 1 组供气阀门。

12. 爆破器材储存、运输及使用系统

该矿现采用综采或综放、综掘工艺，不使用爆炸物品，井上下均未储存爆炸物品。

13. 总平面布置单元（含地面生产系统）

地面生产系统包括主斜井地面生产系统、副斜井地面生产系统、地面生产系统辅助设施等。

矿产煤主井出来后通过皮带进入原煤仓，然后再通过给煤机给到原煤准备车间皮带进入选煤厂主洗车间。主要采用无压三产品重介旋流器+煤泥重介旋流器+四段浮选技术筛选原煤。原煤经洗选后经汽车运出矿。

副斜井地面生产系统由副斜井提升机房、副斜井井口车场、副斜井井筒等组成，副斜井生产系统主要承担矿井所需设备（包括液压支架、采煤机、掘进机等大件）和材料以及人员的运送任务。副斜井提升机房安装 1 部 JK-3.5×2.5 型单绳缠绕式提升机，副斜井井口车场铺设 30kg/m、轨距 600mm 型轨道。副斜井井口设入井人员检身处和休息等待室，井口设人行车和矿车调度车场。副斜井井口配备液动阻车器、液压推车机等，在井口平车场变坡点下方及井筒位置分别设置了 4 道防跑车装置。在副斜井安装 1 部 RJY45-28/2500（A）型架空乘人装置，担负人员运输任务。

辅助生产设施由空气压缩机房、通风机房、设备维修车间、消防材料库、井口加热设施、地面污水处理站等组成。矿方还设有办公楼、浴室、职工食堂、宿舍等。

14. 安全避险与应急救援系统

该矿建立了安全避险系统，为下井人员配备了自救器，制定了生产安全事故应急预案，井下所有工作地点均设置了避灾路线图，巷道交叉口均设置了避灾路线标识。现场检查时，该矿井下共设有 3 座永久避难硐室和 3 处自救器补给站。

该矿建立了应急救援组织，建立健全了应急管理规章制度，对从业人员进行安全避险和应急救援培训；编制了应急救援预案并组织评审、备案，由矿长批准后实施；制定了 2025 年应急预案演练计划并按照计划组织实施。

该矿矿山救护工作由鄂托克旗建元煤焦化有限责任公司承担，双方签订了《救援协议书》（服务期限：2025 年 6 月 8 日至 2026 年 6 月 7 日）。鄂托克旗建元煤焦化有限责任公司设有救护中队，驻地距该矿约 30km，到矿行车时间不超过 30min。

该矿按规定成立了兼职救护队，设队长 1 人、副队长 1 人、仪器设备管理员 1 人，下设 2 个小队，每小队 9 人。兼职救护队在工业场地内设有固定办公区域，配备了矿山救护装备、车辆和器材。

根据矿井灾害特点，结合所在区域实际情况，该矿储备了必要的应急救援装备及物资，由主要负责人审批，建立了应急救援装备和物资台账。

15. 职业病危害防治系统

该矿成立了职业病防治机构，配备了专职职业病防治管理人员；制定了职业病危害防治责任制及职业病危害防治管理制度；为从业人员配备了符合国家标准或行业标准的安全帽、胶鞋、工作服等劳动防护用品，并指导和督促其正确使用。

该矿建立了职业卫生档案，定期进行职业病危害因素检测、评价，并将结果告知从业人员；该矿配备了监测人员和设备进行职业病危害因素日常监测；委托有资质的单位定期对从业人员进行职业健康检查，建立了职业健康监护档案。

第二章 危险、有害因素的识别与分析

第一节 危险、有害因素识别的方法和过程

一、危险、有害因素识别的方法

根据矿井地质条件、开拓布局、生产及辅助系统的特点和煤矿生产的现状，按照《企业职工伤亡事故分类》《职业病危害因素分类目录》等规定，遵循“科学性、系统性、全面性、预测性”的原则，综合考虑起因物、引发事故的诱导原因、致害物、伤害方式等，采用专家评议法、直观分析法等，对照有关标准、法规，对生产项目在生产过程中可能出现的危险、有害因素识别。

二、危险、有害因素识别的过程

辨识该矿存在的危险、有害因素，主要以危险物质为主线，结合水文地质、生产工艺、作业条件、作业方式、使用的设备设施等情况进行综合分析，各专业人员通过现场调查、查找资料、测试取证和座谈分析等方法，对生产系统、辅助系统及作业场所可能存在的主要危险、有害因素逐项进行辨识，确定危险、有害因素存在的部位、方式，预测事故发生的途径及其变化规律，分析其触发事件及可能造成的后果。

第二节 危险、有害因素的辨识

经辨识，该矿在生产过程中可能存在的主要危险、有害因素有：冒顶、片帮、瓦斯、粉尘、火灾、水害、提升运输伤害、电气伤害、机械伤害、物体打击、起重伤害、压力容器爆炸、高处坠落、噪声与振动、中毒和窒息、高温、低温等。

一、冒顶、片帮

（一）冒顶、片帮及其它地压灾害类型

煤矿在开拓和采掘生产过程中，采煤工作面、掘进工作面、巷道、采空区、井下机电设备硐室等受矿山压力和采动的影响，都有可能引发冒顶、片帮等灾害。

（二）冒顶、片帮灾害的原因

1. 煤及顶底板岩性影响

矿井现在开采 8、9 及 16 煤层。

8 煤层直接顶岩性为砂质泥岩、泥岩，性脆、质软，薄层状，水平或波状层理，厚度 1.8m~5.42m，抗压强度 20.62MPa~37.62MPa，抗拉强度 0.92MPa~1.63MPa。

老顶岩性为中细砂岩，厚度 2.1m~11.25m，中厚-厚层状，泥质、钙质胶结，抗压强度 13.37MPa~66.25MPa，抗拉强度 1.23MPa~4.93MPa；底板岩性为砂质泥岩、粉砂岩，性脆，厚度 0.78m~5.7m，抗压强度 9.9MPa~12.2MPa。

9 号煤层以直接顶为主，岩性砂质泥岩、细砂岩，厚度 0.76m~3.5m，抗压强度 23.60MPa~35.48MPa，抗拉强度 0.87MPa~1.82MPa；底板岩性为砂质泥岩、细砂岩，厚度 0.62m~2.78m，抗压强度 18.7MPa~39.3MPa。

16 煤层直接顶岩性为砂质泥岩、泥岩，薄层状，水平或波状层理，性软，厚度 3.56m~4.28m 抗压强度 19.8MPa~46.4MPa，抗拉强度 2.26MPa~3.71MPa；老顶岩性为中细砂岩，厚度 1.32m~5.24m，中厚-厚层状，钙质胶结，抗压强度 18.45MPa~79.57MPa，抗拉强度 1.03MPa~4.52MPa；底板岩性为砂质泥岩、细砂岩，厚度 0.63m~4.5m，抗压强度 55.1MPa~60.5MPa。

矿井上煤组各可采煤层顶板岩层大部分为细砂岩、泥岩；底板以细砂岩为主，下煤组各可采煤层顶板岩层大部分为砂质泥岩、泥岩；底板以泥岩、细砂岩为主，岩石稳固性较差；若管理不到位，支护不及时、支护强度降低，易发生冒顶事故。

2. 构造影响

该矿地层倾向西北，倾角 4° ~ 14° 之间的单斜构造。井田西部边界附近存在一条褶皱，轴向南北，井田控制轴长 1260m，两翼地层倾角 6° ~ 8° ，为受西来峰逆断层牵引作用形成的。区内断层较发育，未发现岩浆岩侵入体。地质构造复杂程度属中等类。井田的主要构造为西来峰逆断层，F10 正断层，DF9 正断层及 S30 向斜。三维地震勘探共控制断层 41 条，影响井田的主要构造为西来峰逆断层 FxLF，F10 正断层，DF9 正断层，其中落差 $H \geq 100\text{m}$ 的 2 条， $100\text{m} > H \geq 50\text{m}$ 的 2 条， $50\text{m} > H \geq 30\text{m}$ 的 3 条， $30\text{m} > H \geq 20\text{m}$ 的 4 条， $20\text{m} > H \geq 10\text{m}$ 的 11 条， $10\text{m} > H \geq 5\text{m}$ 的 6 条， $H < 5\text{m}$ 的 10 条。井下工程新发现断层 45 条，其中落差 $30\text{m} > H \geq 20\text{m}$ 的 1 条， $20\text{m} > H \geq 10\text{m}$ 的 2 条， $10\text{m} > H \geq 5\text{m}$ 的 3 条， $H < 5\text{m}$ 的 39 条。

由于断层的存在，给矿井开拓布局和生产造成一定影响。主要表现为：

(1) 大断层将井田切割划分为多个独立的块段，影响采区的合理划分，增加了开拓工程量，主要巷道开拓掘进时不得不穿越断层构造带，长距离掘进施工岩巷或半煤岩巷道，过断层时可能发生冒顶事故，巷道使用期间需要经常巷修。断层严重破坏了煤层的连续性和完整性，对近距离煤层的开采影响较大。

(2) 工作面回采巷道掘进时遇断层主要对煤巷掘进工作面影响明显。工作面回

采巷道在掘进过程中，受断层的影响由煤巷变为半煤巷或岩巷。在找煤过程中，巷道坡度的改变对工作面回采巷道内煤流系统影响较大，掘进速度、煤质和运输系统受到很大的影响。

(3) 断层对采煤工作面的影响主要体现在落差大于煤层厚度的断层阻碍工作面的正常连续推进，造成局部地段综采支架破顶、破底或全岩推进；多条断层聚集、交叉合并时，工作面需要跳过断层，重新开切眼后搬家撤面、重新安装。

(4) 断层带发育的地带，一般情况下水文地质条件也发生变化，容易因采动诱发底板突水，需要留设防水煤柱，增加了生产采区工作面布置的难度。

(5) 断层破坏了顶板的稳定性，其中断层是影响煤层顶板稳定性的最重要因素，尤其是小型断层，它可以使顶板岩层的整体性、坚固性遭到破坏，其强度大大减弱，许多冒顶事故往往与小断层发育有直接的关系。井田内主要可采煤层的顶板岩性较稳定，但由于受断层切割，断层带附近的煤层顶板变得十分破碎。断层带两侧裂隙增多，其稳定程度大大降低，给安全生产带来不利因素，容易诱发片帮冒顶。

(6) 断层严重破坏了煤层的连续性和完整性，尤其是小断层密集地段的工作面，无法运用机械化采煤，采煤工作面有时也需要强行穿越部分断层，开采过断层时发生冒顶、片帮事故的可能性增大。另外，断层交叉处的三角地带和陷落柱段顶板难以管理，容易造成冒顶事故，影响安全生产。

综上所述，断层对采掘生产中的顶板管理增加了不利因素，在采掘过程中若顶板管理不善，易发生冒顶、片帮事故。

3. 采煤工作面

(1) 采煤工作面初次来压、周期来压，顶板压力大等特殊生产阶段，安全及管理措施制定不及时或兑现不力，容易发生冒顶、片帮等事故。

(2) 综放工作面采放高度大，由于工作面煤层顶板抗压强度低，开采高度较大，容易发生冒顶、片帮事故。

(3) 工作面支护设计不合理、支护材料选用不当、支护强度不够、支柱或支护方式选择不合理，不能满足支护需要，易引发顶板事故。

(4) 采煤工作面端头处跨度大，工作面与巷道衔接处空顶面积大，容易引发局部冒顶事故。

(5) 工作面安装、初采、初放、撤除先支后回措施执行不好，支护强度不足，甚至空顶作业容易造成顶板事故；端头处的最后回撤容易造成压力集中，支护强度不

足或支柱失稳，有可能造成冒顶。

（6）工作面出口三岔门空顶面积大，如支护质量差、支护强度不够，容易发生冒顶、片帮。

（7）采煤工作面液压系统漏液，造成支架初撑力低，支撑能力差，不能有效地支护顶板，容易造成冒顶事故。

（8）采煤工作面采煤机割煤后移架不及时，顶板暴露时间较长，容易发生冒顶。

（9）工作面支架间隔大，顶板破碎时顶煤漏顶漏空，造成局部支架失稳，易发生局部冒顶。

（10）采煤工作面支架间距、错茬高度超过规定，易发生架间煤矸冒落，发生顶板事故。

（11）采空区悬顶超作业规程规定，未及时进行人工强制放顶，易引发工作面推移型冒顶事故。

（12）若未对顶板来压规律进行有效监测，对顶板的初次来压和来压周期预报不准确，易引发巷道变形和采面冒顶事故。

4. 掘进工作面

（1）施工过程中未执行敲帮问顶易造成冒顶事故。

（2）工作面支护设计不合理、支护材料选用不当，支护密度不够，造成支护强度不足使顶板离层，会造成顶板事故。

（3）在压力较大地段或施工空间及安全距离不符合规定的地点施工容易引发事故。

（4）巷道掘进过程中遇地质条件变化时，如未及时改变支护设计、支护强度不够、锚杆、锚索长度不足、有效锚固深度不够或没有锚在基岩内、支护不及时，容易造成大面积冒顶事故。

（5）掘进工作面在交岔点、大断面硐室和巷道开门掘进时，由于断面大，矿山压力显现明显，若不及时支护、支护材料或支护方式不当很容易造成冒顶事故。

（6）巷修地点一般是服务年限较长、受围岩采动压力影响较大、顶板离层、两帮松散的巷道。因此，在巷道更换支护材料和扩大断面时，极易片帮和冒顶，对施工人员的安全造成威胁。

（7）掘进工作面过老巷、贯通时，易发生冒顶事故。

（8）掘进施工不使用临时支护、临时支护不及时或支设不合格，空顶作业，容易造成冒顶。

(9) 综掘机工作区域有人工作，超掘空顶，司机操作不熟练，遇顶板破碎时未缩小循环进尺等，易造成顶板冒顶伤人事故。

(10) 打设锚杆时，锚固剂搅拌不均匀或者搅拌时间过长，都能造成锚杆锚固力不足，容易发生顶板事故。

(11) 煤巷、半煤岩巷支护未使用顶板离层仪观测系统，未及时发现顶板离层冒落征兆，易造成冒顶事故。

(三) 易发生顶板事故的场所

采煤工作面较易发生冒顶事故的地点有：采煤工作面上、下两端头，上、下安全出口，工作面支架与煤壁衔接处，工作面支架架间处，工作面回采巷道等。

掘进工作面较易发生冒顶的地点有：掘进迎头，巷道交岔点，巷道维修施工地点、应力集中区等区域。

二、瓦斯

根据《瓦斯等级报告》（报告编号：BTAY-M（CH₄）DJJD-2025-0004），该矿为低瓦斯矿井。在生产过程中存在的瓦斯危害主要有：瓦斯爆炸、瓦斯燃烧、瓦斯窒息等。

(一) 瓦斯灾害导致事故的条件

瓦斯无色、无味、无臭，其本身无毒，但空气中瓦斯浓度较高时，氧气浓度将降低，严重时可使人窒息；瓦斯密度比空气小，扩散性比空气大 1.6 倍，故常积聚在巷道顶部、上山掘进工作面、高冒区和采煤工作面回风隅角等部位。

瓦斯爆炸必须同时具备三个条件：一是瓦斯浓度处于爆炸极限（5%~16%，9.5%爆炸最猛烈）；二是存在一定条件的引爆火源（最低点燃温度为 650℃~750℃）；三是混合气体氧气浓度大于 12%。

(二) 瓦斯事故的主要原因

1. 井田范围内断层附近、采煤工作面可能存在瓦斯异常区，揭露断层时，瓦斯涌出量可能会增大，若未进行瓦斯地质研究，未掌握瓦斯涌出规律，未采取防治措施，可能造成瓦斯事故。

2. 若矿井开拓布局不合理，造成井下通风网络布置不合理，井下用风地点风量调配困难，出现微风区或无风区，出现瓦斯积聚。

3. 若瓦斯异常区未按照瓦斯抽采设计要求提前抽采瓦斯，或瓦斯抽采不达标导致瓦斯异常涌出或瓦斯超限。

4. 工作面瓦斯抽采设备未正常投入使用或瓦斯抽采不达标组织生产，易引发瓦斯超限。

5. 该矿采用综采和放顶煤采煤工艺，顶板冒落时，瓦斯从采空区涌入采煤工作面，易造成采煤工作面瓦斯超限。

6. 掘进巷道贯通后未及时调整通风系统或通风系统调整不到位，易发生瓦斯灾害。

7. 若与采空区连通的巷道设置的密闭质量不合格，或密闭变形漏风，起不到隔绝风流的作用，在通风负压的作用下，形成通风回路，采空区内瓦斯等气体随风流从损坏的密闭涌出，进入风流中，串入沿途巷道、硐室或采掘作业地点，造成采掘工作面等作业地点瓦斯超限。

8. 存在引爆火源

电火花：井下电气设备失爆，电缆明接头等产生的电火花，井下私拆矿灯、带电检修作业等产生的电火花引起瓦斯爆炸。

撞击摩擦火花：采掘机械、设备之间的撞击、坚硬岩石之间的摩擦、顶板冒落时的撞击、金属工具表面之间的摩擦（撞击）等，都能产生火花引起瓦斯爆炸。

静电火花：入井职工穿化纤衣服或井下使用高分子材料（非阻燃、非抗静电的风筒、输送带）等都能产生静电火花引起瓦斯爆炸。

地面雷击：地面雷电沿金属管线传导到井下引起瓦斯爆炸。

9. 粉尘爆炸、井下火灾、突然断电、采空区顶板冒落、瓦斯异常涌出、停风、恢复生产的程序不合理等激发条件引起瓦斯爆炸。

（三）易发生瓦斯危害的场所

瓦斯危害发生的主要场所：掘进工作面、巷道高冒区、采煤工作面回风隅角、采空区、通风不良巷道、地质破碎带等瓦斯异常涌出地点。

三、粉尘

（一）粉尘危害及类型

在采煤、掘进、运输各环节中，随着煤、岩体的破碎、运输会产生大量的粉尘。地面生产系统，在装卸、运输等过程中也产生粉尘。风速过大，使已沉落的粉尘重新飞扬，污染环境。

粉尘危害的主要类型有：煤尘爆炸、矽肺病、煤矽肺等职业病。

（二）煤尘爆炸的条件

煤尘爆炸需同时具备以下四个条件：一是煤尘具有爆炸危险性；二是具有一定浓度的浮游煤尘（下限 $30\text{g/m}^3 \sim 40\text{g/m}^3$ ，上限 $1000\text{g/m}^3 \sim 2000\text{g/m}^3$ ，爆炸威力最强浓度为 $300\text{g/m}^3 \sim 400\text{g/m}^3$ ）；三是有足够能量的引爆火源（引爆温度一般为 $700^\circ\text{C} \sim 800^\circ\text{C}$ ，引爆能量为 $4.5\text{MJ} \sim 40\text{MJ}$ ）；四是有一定浓度的氧气（氧气浓度大于 18%）。

（三）粉尘危害的主要原因

1. 根据《煤尘爆炸性鉴定报告》（报告编号：GX-B1501/21-F-24058、GX-B1501/21-F-23040、GX-B1501/21-F-24059），该矿现开采的 8、9、16 煤层产生的煤尘均具有爆炸危险性，具有发生煤尘爆炸的基本条件。

2. 采煤工作面开采过程中产生的煤尘较多，采煤机组割煤、降柱、移架，综掘机组割煤是主要产尘源，若采掘工作面防尘设施不完善，无喷雾洒水装置；采掘机组内、外喷雾装置水压达不到要求，采煤工作面在割煤、移架时，防尘设施设置不全或水压不足，易引起煤尘灾害，工作面降尘效果差。

3. 矿井通风不合理，未能及时根据采掘工作面接续情况调整风量、控制风速，风速过大，会将沉积的粉尘吹起，风速过小，不能及时排出粉尘。

4. 井下带式输送机在运行中突然断带引起煤尘飞扬，遇有明火等激发因素，引发煤尘爆炸。

5. 电气设备失爆，漏电、接地、过流保护失效，静电火花，机械摩擦火花等能引起煤尘（瓦斯）爆炸。

6. 煤仓上口防尘设施不齐全或不起作用，造成煤仓上口煤尘飞扬，若遇火源，可引发煤尘爆炸。

（四）易发生粉尘危害的场所

采掘工作面及其回风巷道、有沉积煤尘的巷道、运煤转载点、煤仓上口等。

四、火灾

（一）火灾类型

该矿开采的 8、9、16 煤层均为自燃煤层，且最短自然发火期较短，存在发生内因火灾的可能性；井下作业场所存有可燃物，遇火源存在发生外因火灾的可能性。井下发生火灾不仅会造成煤炭资源的损失、设备设施的破坏，同时火灾能产生大量有害气体，使作业人员中毒和窒息，严重时，可导致瓦斯（煤尘）爆炸等。

（二）内因火灾

1. 引发内因火灾条件

煤炭自燃是煤～氧复合作用的结果。煤层有自燃倾向性；有一定含氧量的空气使煤炭氧化；在氧化过程中产生的热量蓄积不散，达到煤的自燃点，引起煤层自燃。

2. 内因火灾成因分析

(1) 根据《煤自燃倾向性鉴定报告》（报告编号：GX-B1502/21-F-24058、GX-B1502/21-F-23040、GX-B1502/21-F-24059），该矿开采的 8、9、16 煤层均为自燃煤层，存在发生内因火灾的可能性。

(2) 内因火灾多发生于采空区、煤柱、回采工作面停采线或裂隙发育的煤层，空气进入破碎煤体，煤中固定碳被氧化，产生热量，热量能够积聚，温度升高达到发火条件时，产生明火，形成火灾。

(3) 该矿现开采的 8、9、16 煤层最短自然发火期较短，若采煤工作面政策性停产等且在停产期间未采取措施或措施落实不到位，超过煤层最短自然发火期，增加了煤层自燃的可能性。

(4) 该矿采用综采和放顶煤采煤工艺，在回采过程中随着采空区顶板的冒落，采空区内存在少量遗煤；工作面部分风流串入采空区，为遗煤自燃提供了条件。

(5) 若采空区或废弃巷道密闭构筑质量不合格，或密闭变形漏风，起不到隔绝风流的作用，在矿井通风负压的作用下，形成通风回路，增加采空区供氧量，加剧了煤的高温氧化和自燃。

(6) 采煤工作面回撤期间，若未能在最短自然发火期内完成回撤，进行永久封闭，且未采取综合防灭火措施，可能发生煤层自燃。

(7) 若没有采取预防性综合防灭火措施或措施落实不到位；通风管理不善，采空区漏风大等，一旦具有自燃条件，容易发生煤炭自燃。

3. 易发生内因火灾的主要场所

采空区、采煤工作面开切眼和停采线、断层破碎带处巷道、煤巷高冒区、保护煤柱等。

(三) 外因火灾

1. 导致外因火灾的条件

外因火灾必须同时具备 3 个基本条件：火源（热源）、可燃物、充足的氧气（空气）。井下存有大量的可燃物，如电气设备、油料和其他可燃物等，可能引发外因火灾。

2. 外因火灾的主要原因

(1) 明火引燃可燃物导致火灾。

(2) 电火花引燃可燃物导致火灾。电气设备性能不良、管理不善，如电机、变压器、开关、接线三通、电缆等出现损坏、过负荷、短路等引起电火花，引燃可燃物，如润滑油、浸油棉纱等导致火灾。

(3) 静电火花引燃可燃物导致火灾。设备、设施、服装或工具表面电阻超过 $300\text{M}\Omega$ 时，产生静电火花引起火灾。

3. 外因火灾可能发生的场所

井口及周围、井筒、井底车场、运输巷道等；机电硐室、易燃物品材料库或堆放场所；电气设备集中区等。

五、水害

该矿 8 煤、9 煤及 16 煤 3 个采区（一、二、三盘区）矿井水文地质类型为“中等”类型；16 煤四采区矿井水文地质类型为“复杂”类型。该矿 16 煤四采区无采掘活动，矿井现按照水文地质类型中等类型进行管理。水害的主要类型有：大气降水、地表水、含水层水、采空区积水、断裂构造水、陷落柱水、封闭不良钻孔水、相邻矿井水等。

（一）大气降水及地表水

1. 大气降水

大气降水作为地下水的主要补给来源，一般对矿坑充水会产生一定影响。该矿区属位于鄂尔多斯高原西部边缘，属半干旱的温带高原大陆性气候，阳光辐射强烈，气候干燥，降水量稀少，蒸发强烈。据海勃湾气象站近 30 年资料统计，年降水量 $54.19\text{mm}\sim 357.6\text{mm}$ ，平均为 158.1mm ，大气降水主要集中在 7、8、9 月；年总蒸发量 $3132.1\text{mm}\sim 3913.3\text{mm}$ ，平均 3485.1mm ；年蒸发量远大于年降水量，大气降水少量渗入补给地下水。

2. 地表水

该矿井田位于桌子山南段岩溶水子系统中部，为岩溶水径流区，属剥蚀残山地貌。井田地势平坦，地表为第四系风积沙覆盖，东南部、西北部基岩零星出露。地势总体为南部高，北部低，东部高，西部低，最高点西南角标高 $+1265\text{m}$ ，最低点西北角标高 $+1222\text{m}$ ，最大高差 43m 。井田无河流、湖泊等常年大面积地表水体，沟谷均为干沟，雨季排泄洪水。井筒附近洪水位标高 $+1230\text{m}$ ，主斜井井口标高 $+1253.85\text{m}$ 、副斜井井口标高 $+1258.746\text{m}$ 、回风立井井口标高 $+1248.42\text{m}$ 。井田内地表水对矿井不存在威胁。

井田上组煤（8、9 及 10 煤）煤层顶板埋深 220m~464m，计算导水裂缝带发育高度最高 52.5m，实测 9 煤层导水裂隙高度为 81.84m，导水裂缝带高度较煤层埋深相差很大，加之地表土层厚度较大，地表洪水对矿井开采影响不大。矿井在生产期间，未发现地表水通过采动裂缝带进入井下，造成矿井涌水明显增大。但是矿区范围内的局部地面洼地汇集的少量积水会缓慢的下渗补给到煤系地层含水层中，对矿井的安全生产造成一定影响。

（二）含水层水

1. 煤层顶板砂岩裂隙含水层水

矿井直接充水水源为各煤层顶板砂岩裂隙含水层水。根据前期勘探成果，山西组砂岩裂隙含水层单位涌水量 $0.0011\text{L/s} \cdot \text{m}$ ，渗透系数 0.00258m/d ，含水层富水性弱；太原组砂岩裂隙含水层单位涌水量 $0.00038\text{L/s} \cdot \text{m} \sim 0.0079\text{L/s} \cdot \text{m}$ ，渗透系数 $0.00068\text{m/d} \sim 0.0039\text{m/d}$ ，太原组砂岩含水层总体富水性弱，局部构造带富水性中等。

山西组砂岩裂隙含水层及太原组砂岩含水层为矿井上、下组煤开采的直接充水水源，因其富水性较弱，对矿井开采威胁不大。

2. 奥灰含水层水

从前期对奥灰水文地质补充勘探情况和近两年井下施工到奥陶系灰岩层位的钻孔水文地质资料分析，奥陶系灰岩富水性不均一，在构造发育地段富水性较好。目前奥灰含水层标高为 $+1052.7\text{m} \sim +1055.3\text{m}$ ，可采煤层均位于奥灰水位以下，为带压开采煤层。奥灰水为矿井开采的间接充水水源。

近 3 年该矿施工的部分水文地质钻孔进入到了奥陶系灰岩层位，通过总结钻孔水文地质资料，揭示井田南翼的 16 煤至灰岩顶界面层间距（隔水层厚度）为 $28.5\text{m} \sim 60\text{m}$ ，平均层间距为 44m 左右。灰岩顶界面以下 10m 范围内的涌水量为 $0\text{m}^3/\text{h} \sim 75\text{m}^3/\text{h}$ ；灰岩顶界面以下 11m~60m 范围内的涌水量为 $15.6\text{m}^3/\text{h} \sim 240\text{m}^3/\text{h}$ ；灰岩顶界面以下 61m~90m 范围内的涌水量为 $10\text{m}^3/\text{h} \sim 250\text{m}^3/\text{h}$ ；个别钻孔即使在灰岩顶界面以下 91m~150m 范围内的涌水量只有 $18\text{m}^3/\text{h} \sim 110\text{m}^3/\text{h}$ ，可见灰岩含水层的富水性很不均一，富水性的强弱主要受局部构造及径流通道的发育情况所控制。

施工钻孔中发现在 16 煤底板以下 $23.9\text{m} \sim 29.1\text{m}$ （平均层间距 26.9m）范围揭露了一层厚度为 $7\text{m} \sim 25.4\text{m}$ （平均层厚 19m）的厚层状中粗粒砂岩含水层，该层下部为奥陶系灰岩，砂岩含水层涌水量为 $0.2\text{m}^3/\text{h} \sim 63\text{m}^3/\text{h}$ ，绝大部分地段的该层砂岩含水层的富水性受下部灰岩含水层的控制，且砂岩和灰岩含水层的水位标高基本一致，说明

该层砂岩含水层已同灰岩含水层连通，并长期接受灰岩含水层的补给。

由于该区域奥灰顶板厚层中粒砂岩受奥灰补给性强，隔水性差，具有一定的富水性，16煤底板的隔水层间距变化较大，且变薄，有效隔水层厚度大大减小。奥灰含水层水对矿井安全生产威胁大。

该矿对三盘区16煤底板区域进行治理，治理工程由中国煤炭地质总局一七三勘探队承担施工。该矿2021年3月30日组织相关人员和专家对中国煤炭地质总局一七三勘探队编制的《乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿三盘区16煤底板区域治理方案》进行了评审，2021年5月开始施工，至2022年8月共完工探孔1个，工程量410.50m；主孔4个（注1孔2个），分支孔32个，钻探工程量为24851.61m，注水泥浆79984.42t；依据2025年3月编制的《乌海市天誉煤炭有限责任公司31602回采工作面防治水设计》，对31602工作面底板下25m、奥灰顶界面下10m进行探查，共设计2个钻孔、钻探工作量为1600m。

（三）采空区积水

该矿上组煤8、9煤层间距较小，为近距离开采。8煤层下距9煤层2.57m~8.45m，平均4.72m；9煤层下距16煤层26.89m~96.81m，平均55.39m。上组煤开采时各煤层采空区通过导水裂隙相通。

二盘区开采煤层为上组煤的8煤、9煤。一盘区8煤已回采完毕，只在9煤中进行采掘活动，一盘区的9煤在生产和规划的区域上覆对应为8煤的采空区。8煤与9煤层间距2.57m~8.45m，平均间距4.72m，9煤回采完毕后，8煤层采空区积水沿导水裂隙汇集到9煤采空区内。8煤采空区有1801、1802、1803、2801、2802、2803工作面采空区，9煤采空区有1901和1902工作面采空区。采空区位置清楚，采空区水源主要为上覆山西组砂岩含水层水，采空区积水顺东南方向相对较高地势，自流入西北方向较低地势的泄水巷内，再由泄水巷排至二盘区水仓，故采空区本身无大面积积水。

二盘区开采煤层均为上组煤的8煤、9煤、10煤。二盘区有2801、2802、2803工作面采空区，采空区无大面积积水，上覆采空区积水影响不大（局部低洼点可能存在积水）。

三盘区和四采区主要开采下组煤的16煤层，目前正在回采三盘区31602工作面，掘进三盘区31603回风顺槽和31602瓦斯抽放泵硐室。9煤层下距16煤层26.89m~96.81m，平均55.39m，16煤层开采导水裂隙带发育高度10.23m~52.49m，正常情况

下 16 煤层采掘不受上覆上组煤老空积水直接威胁，但在局部地段 16 煤层导水裂隙带能够导通上部 9 煤采空区，故上覆采空区局部低洼处积水对矿井安全威胁较大。

矿井物探发现现有 1 处采空区积水，位于 DF21 逆断层与 DF18 断层东侧，积水面积不大。积水面积 4245m²，积水量 554m³。在 2902 回风顺槽掘进工作面施工至探水线时需要进行探放。

（四）断裂构造水

该矿三维地震勘探共控制断层 41 条，影响井田的主要构造为西来峰逆断层 Fx1F，F10 正断层，DF9 正断层。

1. 西来峰逆断层为控制井田西部边界的断层，走向近南北向，落差 182m~510m，井田煤系地层位于西来峰逆断层下盘。BKS01、BKS06 号孔位于西来峰逆断层上，BKS01 号孔抽水试验，单位涌水量 0.00067L/s·m，BKS06 号孔抽水试验，单位涌水量 0.0016L/s·m，抽水试验成果表明，西来峰逆断层总体富水性弱。通过在 2801 运输巷、2801 探巷和北翼排水进风巷对西来峰断层的探查揭示 2801 运输巷以北至设计的二盘区水仓，所见西来峰断层均不含水，也不导水。

2. 物探断层 DF9（含 DF9-1）在北翼轨道巷、运输和回风巷揭露落差为 20m~40m，该断层裂隙相对发育，存在一定的富水性及导水性，断层带涌水量 1.0m³/h 左右；天誉煤矿委托陕西地环科技研究院有限公司对 DF9、DF9-1 两大断层进行注浆加固治理，对煤层底板薄弱部位、奥灰富水异常区域进行了重点加固，各钻孔共反复钻进、注浆 20 次，钻孔累计水量 645m³/h，总注浆量 11301t，注浆终孔压力 5MPa~6MPa，吨水注干料 17.5t，各钻孔平均注浆量 1.58t/m。消除了隐伏构造和断层突水威胁。

3. F10 断层组由 DF10、DF10-1 和 DF10-2 组成，位于井田北部边界附近，属已知断层，留设防隔水煤柱为 80m。

通过留设防隔水煤柱，上组煤在一、二盘区实现了安全生产，构造水对上组煤未构成威胁；采取对 DF10 断层组注浆加固、留设防隔水煤柱的措施减小构造水对下组煤的威胁。

揭露的断层中，其中的一条断层（F1）是在井田中东部的回风立井东侧的上组煤集中回风巷揭露落差为 13.7m，该断层在巷道揭露地点裂隙不发育，富水性差；除物探断层外，其余揭露的断层落差和规模较小的断层的裂隙不甚发育，导水和富水性差，一般小型断层的裂隙涌水量为 0.3-1.0m³/h，对采掘生产影响较小。

该井田奥灰水富水性中等-强，可采煤层均为带压开采。由于断层破碎带、底板采动扰动带等薄弱地段附近岩体的裂隙发育，落差大于 30m 的断层使 16、17 煤层与奥陶系灰岩对接或距离缩小，使奥灰水极易沿薄弱带突入矿井，水害威胁较大。

（五）陷落柱水

该矿以往三维地震发现井田内在南北翼 16、17 煤层中推测存在两个疑似陷落柱。经过在南翼 16 煤回风巷和北翼的 2801 进风巷（共施工钻孔 10 个，均施工到了灰岩层位）对疑似的两个陷落柱进行探查，未发现有陷落柱发育的明显迹象。因此井田内不存在陷落柱，但不排除区内存在小型的隐伏陷落柱。该矿煤系地层基底具备形成岩溶陷落柱的地质条件，陷落柱能够成为奥陶系含水层水至采掘工作面的导水通道。井田采掘作业一旦揭露陷落柱可能造成奥灰突水，水害威胁较大。

（六）封闭不良钻孔水

根据《乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿隐蔽致灾地质因素普查治理报告》（2023），天誉煤矿井田范围内共有地面勘查钻孔 29 个，钻孔均封闭良好，并标注在了相应图件上，所有竣工的钻孔均按照设计要求全孔用水泥砂浆进行了封闭。封孔水泥，统一进行了质量检查，水泥产品全部合格。封孔后按设计深度要求现场进行了提浆取样验证，孔口埋设了明标。井田内不存在封闭不良钻孔。

（七）相邻矿井水

井田周边矿井与天誉煤矿有天然断层煤柱或大巷工业广场保护煤柱相隔，且周边各矿均有一定的防治水措施，与天誉煤矿采掘位置关系清晰，天誉煤矿目前受相邻矿井水威胁较小。但在接近露天煤矿时，应防止露采坑积水或降雨汇水通过露采坑进入井下。

（八）易发生水害的场所

工业场地、采掘工作面、采空区等。

六、提升、运输伤害

（一）带式输送机运输危险、有害因素分析

该矿主运输系统采用带式输送机连续运输，带式输送机运行过程中可能出现的主要危险、有害因素有：输送带火灾，断带、撕带，输送带打滑、飞车以及输送机伤人等。

1. 输送带火灾事故

（1）未使用阻燃输送带。

(2) 带式输送机包胶滚筒的胶料的阻燃性和抗静电性不符合要求。

(3) 输送带与驱动滚筒、托辊之间打滑，输送带与堆煤或输送机底部的堆积物产生摩擦，都有可能引起输送带着火。

(4) 带式输送机着火后的有毒、有害气体顺着风流进入作业地点，对作业人员生命健康及矿井安全构成威胁。

2. 输送带断带、撕裂事故

(1) 选用的输送带抗拉强度偏小，或者输送带接头的强度偏低。

(2) 启动、停车及制动时应力变化过大，引起断裂。

(3) 输送带长期运行，超载、疲劳、磨损、破损。

(4) 防跑偏装置缺失或失效，输送机运行过程中，输送带单侧偏移较多，在一侧形成褶皱堆积或折迭，受到不均衡拉力或被夹伤及刮伤等，造成输送带断裂或撕裂。

(5) 物料中夹杂着坚硬的固体或长条形杆状物将输送带划伤。这种损伤经常发生在输送机的物料装载点，一般有两种情况：一是利器压力性划伤；二是利器穿透性划伤。

(6) 输送带断带后造成煤尘飞扬，遇有火源等突发事件，可引起煤尘爆炸。

3. 输送带打滑、飞车事故

(1) 输送带张紧力不够、张紧装置故障。

(2) 输送带严重跑偏，被卡住。

(3) 环境潮湿或输送带拉湿料，造成输送带和滚筒摩擦力不够。

(4) 输送带负载过大。

(5) 尾部滚筒轴承损坏而不能正常运转或上下托辊轴承因损坏而不能转动的太多，使输送带与滚筒或上下托辊间的阻力增大。

(6) 带式输送机制动器、逆止器缺失或选型不当，容易发生输送带飞车事故。

4. 输送机伤人事故

(1) 巷道内照明设施未按要求装设。

(2) 人员违章乘坐输送带。

(3) 带式输送机各项安全保护装置装设不全或失效。

(4) 机头、机尾处外露旋转构件、漏煤口未安设防护栏或装设不合理。

(5) 井下行人经常跨越带式输送机处未设过桥，行人违章跨越带式输送机。

(6) 输送机巷道行人侧宽度不够或人行道上堆积杂物。

(7) 未严格按规程操作和检修, 带式输送机突然运转造成卷人事故。

(二) 平巷轨道运输主要危险、有害因素分析

该矿井下平巷的材料、设备部分采用电机车运输。平巷轨道运输系统主要危险、有害因素主要是电机车运输和人力推车。

平巷轨道运输系统主要危险、有害因素识别与分析:

1. 行人不按规定、要求行走, 在轨道间或轨道上行走, 或者在巷道狭窄侧行走; 行人安全意识差, 与矿车抢道或扒车, 均易发生运输事故。

2. 轨道运输巷无人行道, 或者人行道宽度、高度不符合要求, 在人行道上堆积材料, 造成人行道不畅。

3. 人力推车时, 在轨道坡度小于或等于 5‰时, 同向推车的间距不得小于 10m, 坡度大于 5‰时, 不得小于 30m, 且不得在矿车两侧推车。当巷道坡度大于 7‰时, 严禁人力推车, 严禁放飞车, 否则易引发撞人、撞压事故。

4. 人员违章蹬、扒、跳车易造成伤人事故。

5. 井下防爆电机车在运行过程中发生机械伤害事故。

(1) 行人不按规定要求行走, 大巷内无躲避硐室, 或者在巷道狭窄侧行走; 行人安全意识差, 均易发生运输事故。

(2) 电机车制动器失效, 紧急情况下制动失灵, 造成跑车伤人事故。

(3) 电机车超速、超载运行, 造成运输伤害事故。

(4) 电机车灯、闸、喇叭等装设不全或损坏等, 在拐弯处造成撞人事故。

(5) 车架事故。由于电机车掉道和受撞击等原因, 造成车架变形或接口脱焊。

(6) 撒砂系统事故。由于连杆缺油操作不灵活; 砂子硬结, 不流动; 砂管歪斜, 砂子流不到轨面上。

(7) 轮对事故。轮对受到剧烈的撞击后, 轮毂产生裂纹或圆根部松动, 或轮碾面磨损超过 5mm 而引起机车掉道。

(8) 机车未使用国家规定的防爆设备, 运行中产生火花导致爆炸事故发生。

(三) 斜井轨道提升系统危险、有害因素辨识与分析

副斜井采用提升机担负辅助提升运输, 井下斜巷采用型号 JSDB 系列双速绞车、SQ 无极绳绞车配合运输物料、矸石等。

1. 斜巷提升绞车轨道串车提升运输主要危险、有害因素识别与分析:

(1) 过卷、过放: 重载提升、维修调试不当、闸间隙超限、制动力矩不满足要

求等。

(2) 断绳：提升时发生紧急停车、钢丝绳受外来物体撞击、井筒淋水、腐蚀、直径变细或锈蚀严重、托绳地辊运转不灵活造成钢丝绳磨损严重，钢丝绳连接装置异常及超载提升、与矿车连接装置插销不闭锁，未使用保险绳，钩头、连接环、插销的安全系数不符合规定等，都有可能造成断绳跑车事故。

(3) 过速：负载超重，制动系统缺失、闸块与制动轮接触面积不足、制动力不足等。

(4) 井筒、巷道变形：地质条件变化，井筒变形或底鼓，造成轨道位移、变形，造成矿车掉道，或钩头将轨道拉坏等。

(5) 巷道安全距离小，轨道铺设不规范、不标准，矿车掉道造成设备、巷道破坏，撞坏斜巷内的电缆、排水管路。

(6) 没有制定或不认真执行斜巷提升、运输管理制度，现场秩序混乱，未执行“行车不行人，行人不行车”规定，造成设备损坏、人员伤亡。

(7) 矿车运行期间，人员在上下车场随意走动，发生矿车碰撞人员事故。

(8) 信号不动作或误动作，给操作人员或行人错误信号，造成司机误操作或行人误入提升设备正在运行的巷道。

(9) 跑车、甩车事故的危险有害因素分析

1) 制动力矩、闸间隙不符合规定值，不能可靠地制动。

2) 制动装置、传动系统疲劳、变形、失效、闸瓦磨损严重，制动装置的接触面积小于规定值，造成不能可靠地制动。

3) 防过卷装置失效。

4) 钢丝绳的连接装置、插销不闭锁，未使用保险绳；钩头、三环链、插销的安全系数不符合规定。

5) 防跑车装置不合格；未安装或安装不当；起不到防跑车的作用。

6) 各种机械、电气安全保护装置失效。

7) 斜巷轨道敷设质量差。

8) 在轨道斜巷的上部车场未挂钩下放或过早摘钩。

9) 倾斜井巷提升，没有或不执行行车不行人制度，管理混乱。

10) 提升机（绞车）设备状态不完好，制动闸失灵，绞车固定不牢，超载运行。

11) 使用或未按规定及时更换落后、淘汰、失爆的机电设备。

12) 井巷未设置“一坡三挡”装置或装置不健全, 不能有效阻拦矿车或人车, 易发生跑车事故。

13) 提升机(绞车)安装基础不牢, 提升运输过程中提升设备被拉动或脱离基础, 造成跑车或提升设备刮蹭设备或伤及人员。

2. 无极绳绞车轨道串车提升运输中可能出现的危险、有害因素主要有:

(1) 行人不按规定要求行走, 大巷内无躲避硐室, 或者在巷道狭窄侧行走; 行人安全意识差, 均易发生运输事故。

(2) 梭车无跟车人, 遇前方有人员或矿车时不能可靠制动, 发生梭车碰撞人员或车辆事故。

(3) 梭车跟车人未配备信号装置或信号装置失效, 绞车不能正常停车, 造成运输越位或发生车辆碰撞事故。

(4) 梭车与矿车连接装置或矿车间连接装置失效, 造成梭车不能正常牵引矿车或矿车溜车事故。

(5) 行人违规跨越正在运行的钢丝绳, 发生钢丝绳刮蹭人员或托绳轮挤压人员事故。

(6) 无极绳绞车越位、超速、张紧力下降等保护装置失效, 易发生车辆伤害事故。

(四) 架空乘人装置主要危险、有害因素识别与分析

该矿在副斜井安装 1 部架空乘人装置, 担负人员运输任务, 担负人员运输任务。架空乘人装置存在断绳、掉绳、人员滑落、挤伤事故, 导致事故发生的危险有害因素如下:

(1) 造成断绳事故的危险有害因素分析

- 1) 钢丝绳选型不当造成安全系数不满足规程要求;
- 2) 钢丝绳腐蚀严重、径缩率超限; 断丝、磨损超过规定; 钢丝绳有急弯、挤压、撞击变形, 遭受猛烈拉力而未及时更换;
- 3) 超速、超载运行, 紧急制动。

(2) 钢丝绳掉绳的危险有害因素分析

- 1) 张紧装置选型不合适、出现故障或运行过程中张紧力不足;
- 2) 轮系装置选型不匹配或出现故障;
- 3) 架空乘人装置未安设防掉绳保护装置;

- 4) 架空乘人装置安装质量不标准;
- 5) 乘坐人员在吊椅上来回摆动;
- 6) 乘坐人员未在指定位置下车, 下车时身体未与座椅分离。

(3) 人员摔伤、挤伤、滑落事故的危險有害因素分析

1) 没有制定架空乘人装置管理制度, 管理混乱, 抢上抢下, 易造成人员滑倒摔伤、挤伤事故;

2) 斜巷架空乘人装置在人员上下地点的前方, 若未安设越位停车装置, 易发生乘坐人员滑落、摔伤、挤伤等事故;

3) 吊杆和牵引钢丝绳之间的抱锁器不牢固, 自动脱落, 易发生乘坐人员滑落、摔伤等事故;

4) 导向轮处未设防护栏, 易发生人员挤伤等事故;

5) 蹬坐中心至巷道一侧的距离小于 0.7m、运行速度过大、乘坐间距小于 5m 等, 易发生乘坐人员滑落、挤伤等事故;

6) 驱动装置没有安设制动器;

7) 在运行中人员没有坐稳, 引起吊杆摆动, 手扶牵引钢丝绳, 触及邻近的相关物体。

8) 倾斜巷道中架空乘人装置与轨道提升系统同巷布置时, 未设置电气闭锁或电气闭锁失效, 2 种设备同时运行造成人员的挤伤等事故。

(五) 防爆无轨胶轮车(装载机)运输主要危险、有害因素分析

该矿井下辅助运输采用防爆无轨胶轮车(装载机), 运输过程中可能造成人员机械伤害, 尾气可造成人员窒息伤害, 选型不符合标准设计要求, 尾气火花可能导致瓦斯、煤尘爆炸等重大事故发生。防爆胶轮车(装载机)危险、有害事故原因分析:

1. 防爆胶轮车(装载机)事故原因分析

(1) 行人不按规定要求行走, 大巷内无躲避硐室, 或者在巷道狭窄侧行走; 行人安全意识差, 与防爆无轨胶轮车(装载机)抢道或扒车, 均易发生运输事故。

(2) 防爆无轨胶轮车(装载机)超速运行, 运行路面质量差(路基质量缺陷, 巷道变形、底板破坏、底鼓), 超载、偏装, 造成运输伤害事故。

(3) 长距离连续下坡的运输巷道, 巷道内未设置减速装置或坡底未设置缓冲巷道或防车辆与巷道壁帮碰撞设施, 紧急情况下制动失灵, 由于车辆不能借助外部设施制动, 造成毁车伤人事故。

(4) 没有行车信号装置或有但不完好，机车灯、闸、喇叭等装设不全或损坏，巷道拐弯处未设置警示标志、鸣笛标志等，易导致撞车、追尾碰人事故。

(5) 防爆无轨胶轮车（装载机）制动器失效，紧急情况下制动失灵，造成跑车伤人事故。

(6) 防爆无轨胶轮车（装载机）运输巷道底板效果硬化不良，底板破损，高低不平，巷道两帮变形，安全间距不够，易发生车辆伤害事故。

2. 防爆无轨胶轮车（装载机）尾气造成的人员窒息伤害原因分析

(1) 矿井通风系统不合理，运行防爆无轨胶轮车（装载机）地段通风不良，尾气排放积聚。

(2) 防爆无轨胶轮车（装载机）所用燃油不符合有关标准要求或燃烧不充分。

(3) 井下防爆无轨胶轮车（装载机）数量超过设计和规程要求。

(4) 尾气水过滤系统中水箱内水量不足，未及时加注。

3. 防爆无轨胶轮车（装载机）尾气火花造成瓦斯、煤尘爆炸事故原因分析

(1) 瓦斯、煤尘浓度达到爆炸极限。

(2) 防爆无轨胶轮车（装载机）选型不标准、尾气产生火花。

(3) 防爆无轨胶轮车（装载机）状态不完好未及时检修，尾气产生火花。

(4) 防爆无轨胶轮车（装载机）尾气水过滤系统中水箱内水量不足，未及时加注，产生火花。

七、电气伤害危险、有害因素的危险性分析

由电气设备和设施缺陷（选型不当、容量或分断能力不足、电缆过载、未使用阻燃电缆等）可能引发的电气事故：电源线路倒杆、断线、过负荷、短路、停电、人员触电、电击、电伤、电气设备起火、电火花、防爆电气设备失爆等，且电气火花有可能点燃瓦斯，造成火灾或瓦斯、煤尘爆炸事故。

1. 该矿供电线路采用架空线引入，架空电源线路可能发生的事故因素主要是断线、倒杆、架空线路共振、线路连接处松动或拉脱等事故。

2. 塌陷对架空线路的影响

采动地表塌陷对输电线路的影响，主要由于地表的移动、变形和曲率变化，造成架空导线与地面之安全距离减少，或使架空导线绷紧拉断，同时地表下沉还会导致线杆歪斜，甚至损坏，影响线路输电畅通和安全。

3. 过电压和消防隐患的危险性分析：雷雨时节因雷击产生过电压、放电产生火

花或将设备和电缆击穿，甚至短路。放电产生的火花或短路的火源将易燃物（电缆、控制线、残留少量的油、油污等）点燃，引发火灾，变配电室内未装设机械通风排烟装置及无足够的灭火器材，处理事故困难，导致事故扩大，造成全矿停电、停风、停产。

4. 开关断路器容量不足的危险性分析：因开关、断路器遮断容量较小，短路情况下不能可靠分断，瞬间因短路故障产生大量的热能而烧毁设备及电缆，引发火灾事故，造成部分场所或全矿停电、停风、停产，严重时能导致人员伤亡，财产损失。

5. 变压器容量不足，电源线路缺陷的危险性分析：变压器容量不足，一台发生事故时，其余变压器不能保证矿井一、二级负荷供电。矿井电源线路未按当地气象条件设计，遇大风、雪、覆冰、冻雨、极度低温、沙尘暴等恶劣气候，线路强度不足，易造成倒杆、断线，引起线路故障；线路线径过细或矿井实际运行负荷过大，导致线路压降过大或载流量超过线路允许值；上述原因均可造成全矿停风、停产，井下作业人员会因停风而有生命危险，造成财产损失和人员伤亡。

6. 继电保护装置缺陷的危险性分析：未装设继电保护装置或采用不符合规定的产品，出现越级跳闸、误动作造成无故停电，扩大事故范围。

7. 闭锁缺陷的危险性分析：未装设开关柜闭锁装置或装置失效，造成误操作、短路、人员伤亡。

8. 井下电气火花事故的危险性分析

（1）井下使用的电气设备安装、维修不当，造成失爆（如防爆腔（室）密封不严、防爆面、密封圈间隙不符合要求等），在开关触点分—合或其它原因产生电火花时，可能点燃瓦斯，造成火灾或引起瓦斯爆炸事故。

（2）井下带电电缆由于外力原因破损、拉脱、电缆绝缘下降易造成系统短路、接地，引发电气火花，电气火花有可能造成点燃瓦斯，造成火灾或瓦斯爆炸事故。

（3）电气设备保护失效，当出现过流、短路、接地等电气事故时拒动，使设备、电缆过载、过热引发电气火花，有可能点燃瓦斯，造成火灾或瓦斯爆炸事故。

9. 井下人员触电事故的危险性分析

（1）绝缘手套、绝缘靴、验电笔、接地棒、绝缘拉杆等保安器具破损、绝缘程度降低，耐压等级不匹配，验电笔指示不正确。

（2）闭锁装置不全、失效、警示标志不清，人员误入。

（3）电气设备保护装置失效，设备、电缆过流、过热不能断电，使其绝缘程度

下降或破损。

(4) 接地系统缺损、缺失，保护接地失灵，设备外壳、电缆外皮漏电。

(5) 使用不符合规定的电气设备。

(6) 非专职电工操作电气设备；违章带电检修、搬迁电气设备；私自停送电；没有漏电保护，人员沿上下山行走时手扶电缆等可能造成的触电事故。

10. 井下大面积停电事故的危险性分析

(1) 电气设备、电缆发生短路事故时，电气保护装置拒动或动作不灵敏，造成越级跳闸。

(2) 分列运行的双回路供电系统，违章联络运行，当一段母线发生短路事故，引起另一段母线同时掉闸，造成双回路停电。

(3) 应采用双回路供电的区域，采用单回路供电。

11. 雷击入井事故的危险性分析

(1) 经地面引入井下的供电线路，防雷设施不完善或装置失灵。

(2) 由地面入井的管路在井口处未装或安装少于两处集中的接地装置接地不良。

12. 静电危害事故的危险性分析

井下能产生静电的设备和场所很多，破碎机在破碎煤、岩石的过程中，可能在煤壁、岩壁上产生静电；带式输送机的输送带与煤、滚筒、托辊快速摩擦产生静电；各类排水、通风、压气管路，由于内壁与高速流动的流体相摩擦，使外壁上产生大量的静电电荷。非导体材料、管道静电积聚导致的静电电压，最高可达 300V 以上。静电放电火花会成为可燃性物质的点火源，造成爆炸和火灾事故；人体因受到静电电击的刺激，可能引发二次事故，如坠落、跌伤等。

13. 单相接地电容电流的危害的危险性分析

矿井电网的单相接地电容电流达到 20A 时，如不加以限制，弧光接地可能引起接地点的电气火灾，甚至引发矿井瓦斯、煤尘爆炸事故。

14. 谐波及其危害的危险性分析

矿井电力系统中主要的谐波源是采用晶闸管供电且具有非线性特性的变流设备。谐波的危害主要有：使电网电压波形发生畸变，致使电能品质变坏；使电气设备的铁损增加，造成电气设备过热，性能降低；使电介质加速老化，绝缘寿命缩短；影响控制、保护和检测装置的工作精度和可靠性；谐波被放大，使一些具有容性的电气设备（如电容器）和电气材料（如电缆）发生过热而损坏；对弱电系统造成严重干扰，甚

至可能在某一高次谐波的作用下，引起电网谐振，造成设备损坏。

八、机械伤害

在操作提升运输设备、采掘设备、移动设备或在机械周围工作时，外露的转动或往复运动部件防护设施不齐全或不起作用，机械设备不完好，在操作、检修、维护过程中，对设备性能不熟悉，未执行操作规程，个人防范意识不强，容易发生对操作及周围人员的人身伤害。

九、起重伤害

矿井在大型设备、材料的起吊、装卸、搬运、安装、撤除等过程中（如井下液压支架、移动变电站、乳化液泵站、带式输送机、刮板机及大型设备的安装、撤除、检修等），起吊机械、绳索、扣环选择不当，固定不牢，指挥或判断失误，甚至违章操作，易造成人身伤害、设备损坏。

十、压力容器爆炸

矿井压力容器主要有：空气压缩机油气分离器、储气罐、供风管道等。

受压力容器发生爆炸事故，不但使整个设备遭到破坏，而且会破坏周围的设备和建筑物，并可能造成人员伤亡事故。

1. 安全阀、释压阀、压力开关失效、压力调节器、超温开关故障，机体和排气温度升高、压力超限（超过额定压力 1.1 倍），超温、超压保护拒动，空气压缩机在高温、高压下运行，导致主机及承压元件爆炸。

2. 未选用专用压缩机油（压缩机油闪点低于 215℃），油过滤器堵塞、粉尘颗粒随气流碳化、主机排气室温升过高，引发空气压缩机燃烧甚至爆炸。

3. 未定期对主机、承压元件检查、检验，连接螺丝松动，电动机与联轴器连接松动，销轴磨损超限，或承压元件暗伤，受压能力降低，造成主机及承压元件因震动、撞击而损坏。

4. 空气压缩机设备运转不平衡、运转摩擦、振动和撞击以及电气设备电磁力、电磁脉冲而引起的噪声又未加限制，导致操作人员听觉疲劳，精神烦躁，精力不集中而导致操作失误而酿成事故。

5. 空气滤清器过滤不好，使微小颗粒吸入主机，通过长期运行，主机、储气罐、管路等承压部位的四壁积碳过多，由于机体运动产生火花，静电放电产生火花，可能使四壁积碳自燃，积碳的自燃可能转化为爆炸。

十一、高处坠落

供电线塔、地面生产系统带式输送机走廊、风机扩散器顶部等各类高于基准面 2m 及以上的操作平台、建筑物等均可能发生高处坠落，造成人员伤亡和设备损坏。

1. 在对供电线路进行检修和维护时，自我防护不当，高空、悬空作业未按要求佩戴安全带、安全帽；外线电工作业，攀爬线杆、杆塔，登高检查、检修，不按规定佩戴安全带或安全带不合格，发生外线电工坠落伤亡事故。

2. 保护设施缺陷。使用登高工具不当；高处作业时安全防护设施损坏；使用安全保护装置不完善或缺失。

3. 高处作业安全管理不到位，无措施施工、违章作业。

4. 带式输送机走廊防护设施不全或底板出现孔洞，发生人员坠落伤亡事故。

5. 井下水仓入口未设置防护栅栏或防护栅栏网孔过大，发生人员坠落伤亡事故。

6. 煤仓顶部未设防护栏或防护栏设置不健全、破损，人员靠近作业时发生坠落事故。

存在高处坠落危害的场所为带式输送机走廊、通风机扩散器、煤仓顶部、水仓入口、煤仓及各类操作平台高出基准面 2m 及以上的建筑物等均可能发生高空坠落事故。

十二、物体打击

采掘工作面、运输行人巷道、其它高处作业场所等均可能发生物体打击，造成人员伤亡和设备损坏。

1. 支护不符合要求，倾倒伤人。

2. 煤块滚落伤人。

3. 大型设备倾倒伤人。

4. 高处设备、工具掉落，砸伤人员或损坏设备。

十三、噪声与振动

噪声主要来源于机械设备的运转，由振动、摩擦、碰撞而产生的机械动力噪声和气体动力噪声。噪声不但损害人的听力，还对心血管系统、神经系统、消化系统产生有害影响。振动对人体各系统均可产生影响，按其作用于人体的方式，可分为全身振动和局部振动。在煤矿生产过程中，常见的是局部振动（亦谓手传振动）。表现出对人体组织的交替压缩与拉伸，并向四周传播。人员长期在以上环境中工作，导致操作人员听觉疲劳、精神烦躁、精力不集中，引起操作失误。

十四、中毒和窒息

煤矿井下的有毒、有害气体主要有一氧化碳、氮氧化合物、二氧化硫、硫化氢、

氨等，它对人体都是有害的，如果超过一定浓度，还会造成人员中毒或窒息甚至死亡。

可能发生中毒和窒息的场所主要包括：采掘工作面、盲巷、通风不良的巷道，采空区等。

十五、高温、低温

夏季炎热，很容易使人体内热量积聚，出现中暑；由于出汗多，造成人体水分和无机盐等大量丧失，若未及时补充水分，就会造成人体内严重脱水和水盐平衡失调，导致工作效率降低，事故率升高。

冬季严寒，由于极度低温，会引起地面工作人员局部冻伤。

第三节 危险、有害因素的危险程度分析

通过该矿危险、有害因素的辨识与分析，该矿在生产过程中，可能存在的危险、有害因素有：冒顶、片帮、瓦斯、粉尘、火灾、水害、提升运输伤害、电气伤害、机械伤害、物体打击、起重伤害、压力容器爆炸、高处坠落、噪声与振动、中毒和窒息、高温、低温等。

为了便于对危险度分级，对瓦斯、煤尘、火灾、水害、顶板重大危险、有害因素采用函数分析法，其它危险、有害因素采用专家评议法进行评价。

一、瓦斯重大危险、有害因素危险度评价

该矿为低瓦斯矿井，瓦斯危险度采用函数分析法进行评价。

矿井瓦斯爆炸评价函数为： $W_{瓦}=c(d+e+f+g+h+i+j+k)$

式中：c——矿井瓦斯等级因子；

d——矿井瓦斯管理因子；

e——瓦斯检查工素质因子；

f——井下栅栏管理因子；

g——爆破工素质因子；

h——机电设备失爆率因子；

i——井下通风管理因子；

j——领导执行安全第一方针因子；

k——采掘面通风状况因子。

各因子取值见表 2-3-1。

表 2-3-1 矿井瓦斯爆炸危险度评价计算因子取值表

序号	评估因子	矿井实际情况	因子取值	实际取值
1	矿井瓦斯等级因子(c)	1. 煤与瓦斯突出矿井	3	2
		2. 高瓦斯矿井或存在瓦斯异常区	2	
		3. 低瓦斯矿井	1	
2	矿井瓦斯管理因子(d)	1. 瓦斯管理制度混乱(瓦斯检查制度、局部通风机管理制度等有一条不符合规定)	3	1
		2. 瓦斯管理制度完善,但有部分条款不符合瓦斯等级管理制度	2	
		3. 瓦斯管理制度完善,符合《煤矿安全规程》的要求,但有少数次要项目不落实	1	
		4. 全部符合瓦斯等级管理制度	0	
3	瓦斯检查工素质因子(e)	1. 瓦斯检查工未经培训就上岗、有填假瓦斯日报等违章行为	3	1
		2. 瓦斯检查工当中有未经培训就上岗者;或瓦斯检查工在检测中有漏检的现象	2	
		3. 全员虽经过培训,但部分人员掌握不牢固或责任心不强	1	
		4. 瓦斯检查工全部经培训,责任心强,素质好	0	
4	栅栏管理因子(f)	1. 井下盲巷、报废巷或采空区存在没打栅栏、挂警示牌	3	1
		2. 井下盲巷、报废巷或采空区个别没打栅栏、挂警示牌	2	
		3. 井下所有盲巷、报废巷或采空区虽均打上栅栏、警示牌,但个别质量不符合有关规定	1	
5	爆破工素质因子(g)	1. 工作面爆破作业中存在“三违”现象,未执行“一炮三检”	3	0
		2. 存在未经培训考核合格的爆破工	2	
		3. 虽经培训,但责任心不强,有疏忽行为	1	
		4. 爆破作业安全符合规定	0	
6	机电设备失爆因子(h)	1. 井下固定设备,移动设备均有失爆	3	0
		2. 井下固定设备有失爆,通风欠佳	2	
		3. 井下固定设备有失爆,但通风良好	1	
		4. 井下所有设备无失爆	0	
7	井下通风管理因子(i)	1. 井下通风混乱	3	1
		2. 井下通风系统合理,风量分配合理,但部分通风设施质量不符合要求	2	
		3. 通风良好,极个别环节违反规定	1	
		4. 通风管理完全符合规程规定	0	
8	领导执行安全第一	1. 未执行安全第一方针	3	1
		2. 贯彻执行安全第一方针,有较大偏差	2	

序号	评估因子	矿井实际情况	因子取值	实际取值
	方针因子(j)	3. 贯彻执行安全第一方针有疏忽情况	1	
		4. 全面贯彻执行安全第一方针	0	
9	采掘面通风状况因子(k)	1. 通风状况差	3	
		2. 通风状况一般	2	
		3. 通风状况较好	1	
		4. 通风状况良好	0	1

表 2-3-2 矿井瓦斯爆炸危险性级别

序号	函数分值(分)	危险性程度级别		表示符号
1	>30	I级	极危险	$W_{瓦1}$
2	>20~≤30	II级	很危险	$W_{瓦2}$
3	>5~≤20	III级	比较危险	$W_{瓦3}$
4	≤5	IV级	稍有危险	$W_{瓦4}$

将表 2-3-1 中各项因子实际取值代入瓦斯爆炸评价函数公式得：

$$W_{瓦}=2 \times (1+1+1+0+0+1+1+1)=12$$

根据表 2-3-2，该矿矿井瓦斯危险度等级为III级，比较危险。

二、煤尘重大危险、有害因素危险度评价

该矿现开采的 8、9、16 煤层所产生的煤尘均有爆炸性，对煤尘危害危险度采用函数分析法进行评价。

煤尘爆炸评价函数为： $W_{尘}=c(d+e+f+g+h+i+j)$

式中：c——矿井煤尘爆炸性因子；

d——综合防尘措施因子；

e——防隔爆设施因子；

f——巷道煤尘管理因子；

g——掘进工作面防尘因子；

h——采煤工作面防尘因子；

i——井下消防和洒水系统因子；

j——领导执行安全第一方针因子；

各因子取值见表 2-3-3。

表 2-3-3 矿井煤尘爆炸危险性评价因子取值表

序号	评价因子	因子取值条件	因子取值	实际取值
1	矿井煤尘爆炸性 (c)	1. 干燥无灰基挥发分含量 ≥ 25	3	3
		2. 干燥无灰基挥发分含量 ≥ 15	2	
		3. 干燥无灰基挥发分含量 ≥ 10	1	
		4. 干燥无灰基挥发分含量 < 10	0	
2	综合防尘措施 (d)	1. 年度综合防尘措施不符合矿井实际, 或无年度综合防尘措施	3	1
		2. 有年度综合防尘措施, 但措施不健全, 或落实不力	2	
		3. 有年度综合防尘措施, 但落实不全	1	
		4. 有年度综合防尘措施, 且全部落实	0	
3	隔爆设施 (e)	1. 隔爆设施安设位置不正确, 或数量不足	3	1
		2. 隔爆设施安设符合规定, 但未按规定检查、维护	2	
		3. 隔爆设施符合规定, 但检查、维护不力	1	
		4. 隔爆设施符合《煤矿安全规程》规定	0	
4	巷道煤尘管理 (f)	1. 巷道煤尘管理制度不健全, 或符合矿井实际, 或落实不力	3	1
		2. 巷道煤尘沉积严重	2	
		3. 巷道个别地点有煤尘沉积	1	
		4. 巷道煤尘管理符合《煤矿安全规程》规定	0	
5	掘进工作面防尘 (g)	1. 掘进工作面防尘措施不健全, 或不符合矿井实际或落实不力	3	1
		2. 掘进机内外喷雾水压不足、喷雾不能正常使用等措施有 2 项未落实	2	
		3. 掘进机内外喷雾水压不足、喷雾不能正常使用等措施有 1 项未落实	1	
		4. 符合《煤矿安全规程》规定	0	
6	采煤工作面防尘 (h)	1. 采煤工作面防尘措施不健全, 或不符合矿井实际, 或落实不力	3	1
		2. 采煤工作面架间喷雾、放煤喷雾、转载点喷雾、净化风流水幕、工作面及回风巷洒水冲尘等措施有 2 项未落实	2	
		3. 采煤工作面架间喷雾、放煤喷雾, 转载点喷雾、净化风流水幕、工作面及回风巷洒水清尘等措施有 1 项未落实	1	
		4. 综合防尘措施符合《煤矿安全规程》规定	0	
7	井下消防和洒水系统 (i)	1. 井下消防洒水管路系统不健全, 或系统水源不可靠	3	1
		2. 井下消防洒水管路系统不合理, 或未设置足够的消火栓和三通	2	
		3. 井下消防洒水管路系统洒水点设置不合理, 或洒水点漏设	1	
		4. 井下消防洒水管路系统符合《煤矿安全规程》规定	0	
8	领导执行	1. 安全生产责任制、安全生产规章制度不健全且不实用	3	1

序号	评价因子	因子取值条件	因子取值	实际取值
	安全第一方针(j)	2. 安全生产责任制、安全生产规章制度不规范, 贯彻落实不力	2	
		3. 安全生产责任制、安全生产规章制度齐全, 贯彻不力	1	
		4. 安全生产责任制、安全生产规章制度齐全规范、落实到位	0	

表 2-3-4 矿井煤尘爆炸危险性级别

序号	函数分值(分)	危险性程度级别		表示符号
1	>30	I级	极危险	$W_{\text{尘}1}$
2	>20~≤30	II级	很危险	$W_{\text{尘}2}$
3	>5~≤20	III级	比较危险	$W_{\text{尘}3}$
4	≤5	IV级	稍有危险	$W_{\text{尘}4}$

将表 2-3-3 中各项因子实际取值代入评价函数公式得:

$$W_{\text{尘}}=3 \times (1+1+1+1+1+1+1)=21$$

根据表 2-3-4, 该矿煤尘爆炸危险度等级为II级, 很危险。

三、火灾重大危险、有害因素危险度评价

该矿现开采的 8、9、16 煤层均为自燃煤层, 采用函数分析法对火灾危险度进行评价。

火灾危险度评价函数为: $W_{\text{火}}=m(e+g+h+k+l+n+j)$

式中: m——矿井可燃物因子;

e——机电工人素质因子;

g——爆破工素质因子;

h——机电设备失爆率因子;

k——机电设备和硐室的安全保护装备因子;

l——井下消防和洒水系统因子;

n——预防煤层自然发火因子;

j——领导执行安全第一方针因子。

各因子取值见下表 2-3-5。

表 2-3-5 矿井火灾危险度评价计算因子取值表

序号	评估因子	矿井实际情况	因子取值	实际取值
1	矿井可燃	1. 容易自燃的煤层	3	2

序号	评估因子	矿井实际情况	因子取值	实际取值
	物 (m)	2. 有自燃倾向性的煤层	2	
		3. 煤层不自燃, 但井下有可燃物	1	
		4. 煤层不自燃, 井下及井口无可燃物	0	
2	机电工人素质因子 (e)	1. 机电工人操作中有“三违”事件, 或者未经培训就上岗现象	3	1
		2. 机电工人当中文盲或者工龄在 1 年以下 (含 1 年) 的占总数的 20%~30%, 或安全活动无计划、无签到、无记录	2	
		3. 机电工人当中经过了专业培训, 但存在个别不按规定操作的现象	1	
		4. 符合规程要求	0	
3	爆破工素质 (g)	1. 工作面爆破过程中存在“三违”现象	3	0
		2. 有的爆破工未经过专业培训, 或经抽检考核有 5%~10%不及格	2	
		3. 由于操作等原因, 造成 5%~10%的瞎炮率	1	
		4. 爆破作业符合作业规程要求或不进行爆破作业	0	
4	机电设备失爆率 (h)	1. 固定设备移动设备均有失爆	3	0
		2. 井下固定设备有失爆, 通风欠佳	2	
		3. 固定设备有失爆, 通风良好	1	
		4. 所有设备都无失爆	0	
5	机电设备和硐室的安全保护装置 (k)	1. 无安全保护装置	3	1
		2. 有部分保护装置	2	
		3. 保护装置基本齐全, 个别缺失	1	
		4. 各种保护齐全	0	
6	井下消防和洒水系统 (l)	1. 未设消防和洒水系统	3	1
		2. 消防和洒水系统不完善	2	
		3. 建立消防洒水系统, 个别地点未洒水	1	
		4. 井下消防系统建立完善	0	
7	预防煤层自然发火 (n)	1. 有煤层自燃, 无预防措施	3	1
		2. 有煤层自燃, 预防措施落实欠差	2	
		3. 有煤层自燃, 预防落实较好	1	
		4. 无煤层自然发火	0	
8	领导执行安全第一方针 (j)	1. 未执行安全第一方针	3	1
		2. 贯彻执行安全第一方针, 有较大偏差	2	
		3. 贯彻执行安全第一方针, 有疏忽情况	1	
		4. 全面贯彻执行安全第一方针	0	

表 2-3-6 矿井火灾危险性级别

序号	函数分值（分）	危险性程度级别		表示符号
1	>30	I级	极危险	$W_{火1}$
2	>20~≤30	II级	很危险	$W_{火2}$
3	>5~≤20	III级	比较危险	$W_{火3}$
4	≤5	IV级	稍有危险	$W_{火4}$

将表 2-3-5 中各项因子实际取值代入评价函数公式得：

$$W_{火}=m(e+g+h+k+l+n+j)=2\times(1+0+0+1+1+1+1)=10$$

根据表 2-3-6，火灾危险度等级为III级，比较危险。

四、水害重大危险、有害因素危险度评价

目前该矿井水文地质类型中等。对矿井水害危险、有害因素的危险度采用函数分析法进行评价。

矿井水害危险度评价函数为： $W_{水}=q(r+s+t+u+v+x+j)$

式中：q——矿井水文地质构造状况因子；

r——矿井水文地质资料因子；

s——矿井探水因子；

t——矿井水灾预防计划因子；

u——矿井排水能力因子；

v——工人对防治水知识掌握情况因子；

x——防水煤柱留设因子；

j——领导执行安全第一方针因子。

各因子取值见表 2-3-7。

表2-3-7 矿井水害危险度评价计算因子取值表

序号	评估因子	矿井实际情况	因子取值	实际取值
1	水文地质构造状况 (q)	1. 矿井水文地质复杂；或矿井周边老窑多有突水危险	3	2
		2. 水文地质中等	2	
		3. 水文地质构造简单；矿井周边无小煤窑开采。	1	
2	水文地质资料 (r)	1. 水文地质资料和图纸不符合《煤矿防治水细则》有关规定，或未对矿井周边小煤窑积水进行调查。	3	1
		2. 水文台账不全，但有矿井涌水量观测成果台账和周围小煤窑积水台账，有已采区积水台账	2	

序号	评估因子	矿井实际情况	因子取值	实际取值
		3. 台账和图纸齐全, 但资料管理不好。如资料丢失、新资料不及时填写, 不按期分析等	1	
		4. 符合《煤矿防治水细则》和《煤矿安全规程》要求	0	
3	矿井探水 (s)	1. 矿井防探水计划不符合《煤矿安全规程》的有关规定, 或防探水工作不符合《煤矿防治水细则》的有关规定	3	1
		2. 对有水害危险的地区有预测和探水计划, 但因某种原因而未做到有疑必探	2	
		3. 能做到有疑必探, 但未及时研究所得资料, 未制定防水措施	1	
		4. 符合《煤矿防治水细则》和《煤矿安全规程》要求	0	
4	矿井水灾预防计划 (t)	1. 无水灾预防计划	2	1
		2. 水灾预防计划不全面	1	
		3. 水灾预防计划完善	0	
5	矿井排水能力 (u)	1. 排水能力不能满足突水要求	2	0
		2. 排水能力满足突水, 备用能力不足	1	
		3. 排水能力和备用能力都能满足	0	
6	工人对治水知识掌握情况 (v)	1. 工人未掌握防治水知识	2	1
		2. 工人部分掌握防治水知识	1	
		3. 工人完全掌握防治水知识	0	
7	防水煤岩柱留设 (x)	1. 未留设防水煤柱	2	0
		2. 留设防水煤柱不符合要求	1	
		3. 防水煤柱符合要求	0	
8	领导执行安全第一方针 (j)	1. 未执行安全第一方针	3	1
		2. 贯彻执行安全第一方针, 有较大偏差	2	
		3. 贯彻执行安全第一方针有疏忽情况	1	
		4. 全面贯彻执行安全第一方针	0	

表 2-3-8 矿井水害危险性级别

序号	函数分值 (分)	危险性程度级别		表示符号
1	>30	I级	极危险	$W_{水1}$
2	>20~≤30	II级	很危险	$W_{水2}$
3	>5~≤20	III级	比较危险	$W_{水3}$
4	≤5	IV级	稍有危险	$W_{水4}$

将表 2-3-7 中各项因子实际取值代入评价函数公式得:

$$W_{\text{水}}=2 \times (1+1+1+0+1+0+1)=10$$

根据表 2-3-8，水害危险度等级为Ⅲ级，比较危险。

五、顶板重大危险、有害因素的危险度评价

该矿现开采 8、9 及 16 煤层，对顶板灾害危险度的评价，采用函数法进行评价。

煤矿顶板灾害危险度评价函数为： $W_{\text{顶}}=a(b+c+d+e+j)$

式中 a——煤矿地质构造因子；

b——顶板岩石性质因子；

c——掌握顶板规律因子；

d——机械化程度和支护方式因子；

e——采掘工人技术素质因子；

j——领导执行安全第一方针因子。

各因子取值见表 2-3-9。

表 2-3-9 顶板灾害危险度评价计算因子取值表

序号	评估因子	煤矿实际情况	因子取值	实际取值
1	煤矿地质构造因子 (a)	1. 矿井地质构造复杂程度属于复杂、极复杂或强冲击地压煤层；	3	2
		2. 矿井地质构造复杂程度属于中等或冲击地压中等煤层；	2	
		3. 矿井地质构造复杂程度属于简单；	1	
		4. 井田范围内无断层、无褶皱，无陷落柱	0	
2	顶板岩石性质因子 (b)	1. 直接顶板属于不稳定或坚硬顶板，或老顶周期来压显现极强烈	3	2
		2. 直接顶属于中等稳定，或老顶周期来压显现强烈	2	
		3. 直接顶稳定，或老顶周期来压显现明显	1	
		4. 属于容易控制的顶板	0	
3	掌握顶板规律因子 (c)	1. 没有矿压观测资料、煤矿顶板压力规律叙述没有科学根据，作业规程中支架选型和支护设计没有科学根据	3	1
		2. 矿压观测资料不全，但已经掌握无断层，无褶皱影响下的压力规律，在地质条件复杂的情况下，作业规程中的技术措施没有科学依据	2	
		3. 能掌握顶板压力规律，作业规程有科学依据，但班组个别作业人员未掌握顶板压力规律	1	
		4. 顶板管理水平高，能够有效控制顶板	0	
4	机械化程	1. 手工作业，坑木支护	3	0

	度和支护方式因子(d)	2. 炮采(掘)木支护	2	
		3. 炮采(掘)金属支护	1	
		4. 综采综掘	0	
5	采掘工人技术素质因子(e)	1. 工作中有“三违”或有未经培训上岗的现象	3	2
		2. 工人经过培训,但部分工人业务知识掌握不牢固或责任心不强	2	
		3. 工人优良,符合要求	0	
6	领导执行安全第一方针因子(j)	1. 未执行安全第一方针	3	1
		2. 贯彻执行安全第一方针,有较大偏差	2	
		3. 贯彻执行安全第一方针,有疏忽情况	1	
		4. 全面贯彻执行安全第一方针	0	

表 2-3-10 煤矿顶板灾害危险性级别

序号	函数分值(分)	危险性程度级别		表示符号
1	>30	I级	极危险	$W_{顶1}$
2	>20~≤30	II级	很危险	$W_{顶2}$
3	>5~≤20	III级	比较危险	$W_{顶3}$
4	≤5	IV级	稍有危险	$W_{顶4}$

将表 2-3-9 中各项因子实际取值代入顶板灾害评价函数公式得:

$$W_{顶}=2 \times (2+1+0+2+1)=12$$

根据煤矿顶板灾害危险性级别表 2-3-10,顶板灾害危险度等级为III级,比较危险。

第四节 危险、有害因素可能导致灾害事故类型,可能的激发条件和主要存在场所分析

通过上述危险、有害因素的识别,该矿生产过程主要危险、有害因素及存在场所见表 2-4-1。

表 2-4-1 主要危险、有害因素及存在场所

序号	导致事故类型	可能的激发条件和作用规律	存在场所
1	冒顶、片帮	1. 井下巷道失修变形 2. 井下巷道支护不规范 3. 违章进入工作面采空区 4. 工作面片帮垮落	采掘工作面和井下巷道、硐室

序号	导致事故类型	可能的激发条件和作用规律	存在场所
		5. 超前支护不符合要求或未进行超前支护 6. 空顶、无支护作业 7. 过应力集中区未制定安全技术措施并进行顶板预裂工作	
2	瓦斯爆炸	1. 瓦斯超限，可能发生瓦斯爆炸、中毒和窒息事故 2. 采煤工作面回风隅角风量不足，不能有效排除瓦斯 3. 存在火源 4. 采煤工作面采空区顶板冒落，瓦斯从采空区涌入采煤工作面等	采掘工作面、回风巷道、硐室、采空区、巷道高冒区等
3	煤尘爆炸	1. 防尘设施不完善 2. 巷道中沉积的粉尘扬起，达到爆炸极限，存在火源 3. 瓦斯爆炸引起煤尘爆炸	采掘工作面、转载点、运输巷道等产尘点
4	火灾	1. 煤层自燃 2. 外因火源 3. 电火花引起火灾 4. 采空区浮煤自燃	内因火灾：采煤工作面切眼、停采线，煤巷高冒区，保护煤柱，采空区等；外因火灾：机电硐室、带式输送机巷、地面厂房、井口。
5	水害	1. 排水设备选型不合理、排水能力不足、设备故障、供配电不可靠等 2. 防治水设备设施不全 3. 地表雨季洪水、含水层水、断裂构造水、采空区积水、陷落柱水、封闭不良钻孔水、相邻矿井水等突入井下	工业场地，采掘工作面、采空区等
6	提升、运输伤害	带式输送机制动失灵、输送带断带、挤压、输送带火灾；井下电机车在运行过程中发生车辆伤害事故；提升机制动失灵、断绳、行车同时行人等；井下双速绞车、无极绳绞车钢丝绳断裂等；架空乘人装置断绳、掉绳、人员滑落、挤伤事故等。防爆无轨胶轮车制动失灵、制动距离过大、撞人、挤人。	带式输送机机头、机尾、斜井井筒、井下带式输送机运输巷道、轨道巷道、架空乘人装置运输巷道、无轨胶轮车运行巷道、采煤工作面支巷、掘进巷道等地点。
7	触电事故	1. 使用非防爆产品或电气设备失爆。中性点接地变压器为井下供电 2. 无绝缘用具或绝缘用具装备不符合要求。不使用绝缘用具或使用不规范 3. 安全装备选型不合理、装备不到位、性能检验不及时、设置使用不规范 4. 违章指挥、违章操作、无监护人员或安全措施不到位、使用不可靠	地面 35kV 变电所、空气压缩机配电点、主通风机房配电点、主、副斜井配电点、井下中央变电所、采区变电所、各配电点、采掘工作面配电点等地点
8	机械伤害	1. 机械伤人或损坏设备设施	空气压缩机站、带式输送

序号	导致事故类型	可能的激发条件和作用规律	存在场所
		2. 刮板输送机、带式输送机等设备运转部位伤人 3. 辅助运输设备碰撞绞碾伤人或损坏设备设施	机机头、机尾、井下带式输送机运输巷、采煤工作面顺槽、掘进巷道等地点
9	高处坠落	未设置防护栏，未采取安全保护措施，带病作业，违章指挥，无人员监护等	作业环境高于基准面 2m 及以上场所
10	压力容器爆炸	未定期检验，违章操作	空气压缩机站、储气罐、压风管路等
11	噪声与振动	1. 没有安装消音或减震设施 2. 消音或减震设施不健全、未配备耳塞，设备故障等	空气压缩机站、水泵房、采掘工作面、风动力设备、运输设备等
12	起重伤害	如井下液压支架、移动变电站、乳化液泵站、带式输送机、刮板输送机等大型设备的安装、撤除、检修等 起吊机械、绳索、扣环选择不当，固定不牢 指挥或判断失误，违章操作造成人身伤害、设备损坏	矿井在大型设备、材料的起吊、装卸、搬运、安装、撤除等场所
13	中毒和窒息	1. 通风系统不合理，风量不足 2. 存在无风、微风和循环风	盲巷、采空区、回风巷、采掘工作面、硐室
14	物体打击	1. 支护不符合要求，倒塌伤人 2. 煤块滚落伤人 3. 大型设备倾倒伤人；设备部件崩落伤人；分层作业时，高处工器具掉落伤及下部作业人员	采掘工作面、皮带顺槽及其它高处作业场所
15	高温、低温	防护措施不当，通风不良	地面、井下存在高温、低温的作业场所

第五节 危险、有害因素的危险度排序

通过上述分析，该矿存在的主要灾害危险程度依次为：煤尘爆炸、瓦斯爆炸、顶板伤害、火灾、水害、提升、运输伤害、电气伤害、机械伤害、起重伤害、物体打击、高处坠落、压力容器爆炸、中毒和窒息、噪声与振动、高温、低温等。煤矿重大危险、有害因素的综合危险等级为Ⅱ级，危险程度属很危险级。主要危险、有害因素危险度等级见表 2-5-1。

表 2-5-1 煤矿重大危险、有害因素危险度函数分析结果表

煤矿危险程度评价项目	危险程度评分结果	危险度	
煤尘爆炸危险度	21	Ⅱ级	很危险
煤矿瓦斯爆炸危险度	12	Ⅲ级	比较危险

煤矿危险程度评价项目	危险程度评分结果	危险度	
顶板灾害危险度	12	Ⅲ级	比较危险
煤矿火灾危险度	10	Ⅲ级	比较危险
水害危险度	10	Ⅲ级	比较危险
提升、运输伤害危险度	/	Ⅲ级	比较危险
电气伤害危险度	/	Ⅲ级	比较危险
机械伤害危险度	/	Ⅳ级	稍有危险
起重伤害	/	Ⅳ级	稍有危险
物体打击	/	Ⅳ级	稍有危险
高处坠落危险度	/	Ⅳ级	稍有危险
压力容器爆炸危险度	/	Ⅳ级	稍有危险
中毒和窒息危险度	/	Ⅳ级	稍有危险
噪声与振动危险度	/	Ⅳ级	稍有危险
高温、低温危险度	/	Ⅳ级	稍有危险
矿井危险度	21	Ⅱ级	很危险

第六节 重大危险源辨识与分析

（一）重大危险源辨识依据

重大危险源是指长期地或临时地生产、储存、使用和经营危险化学品，且危险化学品的数量等于或超过临界量的单元。根据《民用爆炸物品重大危险源辨识》（WJ/T9093-2018）和《危险化学品重大危险源辨识》（GB18218-2018）等，并结合该矿特点，要按《中华人民共和国安全生产法》的规定申报登记。

1. 危险化学品名称及其临界量（表 2-6-1）。

表 2-6-1 危险化学品名称及其临界量

类别	危险化学品名称和说明	临界量 (t)	类别	危险化学品名称和说明	临界量 (t)
爆炸品	叠氮化钡	0.5	易燃液体	2-丙烯腈	50
	叠氮化铅	0.5		二硫化碳	50
	雷汞	0.5		环己烷	500
	三硝基苯甲醚	5		1, 2-环氧丙烷	10

602 台，备用量 722 台；该矿建有紧急避险系统，能够在灾变时，保证矿井的救灾能力。

(14) 该矿有反映实际情况的图纸：煤矿地质和水文地质图，井上下对照图，采掘工程平面图，通风系统图，瓦斯抽采管路图、井下运输系统图，安全监测监控系统布置图，断电控制图，排水、防尘、压风、防灭火等管路系统图，井下通信系统图，井上、下配电系统图和井下电气设备布置图，井下避灾路线图等。采掘工作面均有符合矿井实际情况且经审批和贯彻的作业规程。

综合评价结论：通过现场调查、分析，评价认为，乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿建立了安全生产责任制和安全生产规章制度，设置了安全管理机构，安全管理体系运行有效，安全管理模式满足煤矿安全生产需要。该矿对生产过程中存在的瓦斯、粉尘、火灾、顶板、水害等主要危险、有害因素采取了有效措施，并得到了预防和控制；对重大危险源进行了评估，编制了《生产安全事故应急预案》；各生产系统和辅助系统、生产工艺、安全设施符合有关安全法律、法规的要求。对照《煤矿企业安全生产许可证实施办法》，乌海市天誉煤炭有限责任公司煤矿具备安全生产条件。

