

目 录

前 言	前言-1
第一章 矿田概况及建设条件	1-1
第一节 矿田概况	1-1
第二节 矿田开发情况及周边煤矿	1-3
第三节 资源条件	1-6
第四节 工程地质和水文地质特征	1-22
第五节 煤田勘查程度及资源条件评价	1-31
第六节 外部建设条件	1-32
第二章 采掘场与排土场边坡稳定	2-1
第一节 矿田工程地质条件	2-1
第二节 采掘场边坡稳定	2-5
第三节 排土场边坡稳定	2-10
第四节 边坡稳定的技术措施	2-11
第五节 边坡监测	2-13
第三章 矿田境界及储量	3-1
第一节 矿田境界及资源/储量	3-1
第二节 开采境界	3-2

第三节 储量及剥离量	3-8
第四章 设计生产能力与服务年限	4-1
第一节 设计生产能力	4-1
第二节 露天煤矿服务年限	4-2
第五章 采区划分及拉沟位置	5-1
第一节 首采区及拉沟位置	5-1
第二节 采区划分及开采顺序	5-3
第六章 开采工艺及开采方法	6-1
第一节 开采工艺	6-1
第二节 设备选型与数量	6-2
第三节 剥离方式和采煤方法	6-17
第四节 开拓运输系统	6-20
第五节 穿孔爆破	6-24
第六节 开采技术安全措施	6-33
第七章 矿建工程和开采进度计划	7-1
第一节 矿建工程及建设时间	7-1
第二节 生产剥采比	7-3
第三节 开采进度计划	7-4
第八章 排土场	8-1

第一节	排土场布置	8-1
第二节	排土技术参数	8-5
第三节	排弃计划	8-7
第九章	地下水控制与防洪排涝	9-1
第一节	矿区水文地质条件	9-1
第二节	地下水控制	9-3
第三节	采掘场排水	9-5
第四节	地面防洪排涝	9-7
第十章	地面生产系统	10-1
第一节	概 述	10-1
第二节	煤质及产品方案	10-2
第三节	煤生产系统	10-23
第十一章	机修厂	11-1
第一节	概 述	11-1
第二节	机电维修点车间	11-2
第三节	专业仓库	11-4
第四节	油库与加油站	11-5
第十二章	电 气	12-1
第一节	供电电源	12-1

第二节	电力负荷	12-2
第三节	送变电	12-7
第四节	配电系统	12-9
第十三章	智能化管理系统	13-1
第十四章	爆破器材供应	14-1
第十五章	地面建筑	15-1
第一节	设计原始资料和建筑材料	15-1
第二节	工业建筑及构筑物	15-2
第三节	行政与公共建筑	15-8
第四节	生活区	15-9
第十六章	给排水	16-1
第一节	概 述	16-1
第二节	用水量及水质	16-1
第三节	水源工程	16-3
第四节	给水系统	16-3
第五节	排水系统	16-5
第六节	室内给排水	16-5
第七节	水处理	16-6
第八节	消 防	16-7

第十七章	采暖通风与供热	17-1
第一节	采暖通风	17-1
第二节	锅炉房设备	17-3
第三节	室外供热管道	17-4
第四节	空调与通风	17-5
第十八章	总平面布置及地面运输	18-1
第一节	露天煤矿总布置	18-1
第二节	工业场地总平面布置	18-2
第三节	工业场地防洪排涝及竖向设计	18-5
第四节	综合管线布置	18-6
第五节	地面运输	18-7
第六节	建设用地	18-8
第十九章	节能节水	19-1
第一节	概 述	19-1
第二节	节能节水措施	19-4
第三节	节能节水效果	19-13
第二十章	水土保持	20-1
第一节	设计依据	20-1
第二节	水土流失现状及防治目标	20-2

第三节	水土流失防治分区及防治措施	20-3
第四节	水土保持监测	20-6
第五节	水土保持投资概算	20-8
第二十一章	环境保护	21-1
第一节	设计依据	21-1
第二节	主要污染源和主要污染物	21-4
第三节	环境保护治理措施及预期效果	21-4
第四节	生态保护及土地复垦措施	21-8
第五节	环境管理及监测	21-10
第六节	环境保护投资概算	21-10
第二十二章	职业安全与卫生	22-1
第一节	概 述	22-1
第二节	安全措施方案	22-2
第三节	消 防	22-6
第四节	安全与卫生机构	22-6
第五节	安全与卫生专项投资	22-7
第二十三章	建设工期及实施计划	23-1
第一节	主要工程概述	23-1
第二节	建设进度安排	23-3

第二十四章	生产组织机构与人力资源配置	24-1
第一节	组织机构	24-1
第二节	人力资源配置	24-2
第二十五章	技术经济	25-1
第一节	投资概算	25-1
第二节	投资效果分析	25-2
第三节	主要技术经济指标	25-7

附 录：

- 1、设计编制委托书。
- 2、《采矿许可证》，证号：C1500002010031120059731。
- 3、内蒙古自治区煤炭工业局《关于内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造（变更开采方式）的批复》内煤局字【2011】234 号。
- 4、内蒙古自治区煤炭工业局关于《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告的批复》内煤局字（2011）263 号。
- 5、《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》（扉页）（2011 年 1 月）。
- 6、内蒙古自治区国土资源厅关于《内蒙古自治区准格尔旗煤田牛连沟详终区全盈煤矿煤炭资源储量核实报告》矿产资源储量评审备案证明（内国土资储备字【2008】216 号）。
- 7、《内蒙古自治区准格尔旗煤田牛连沟详终区全盈煤矿煤炭资源储量核实报告》矿产资源储量评审意见书（中矿蒙储评字【2008】179 号）。
- 8、内蒙古自治区煤炭工业局《关于内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造初步设计的批复》（内煤局字【2011】507 号）。
- 9、薛家湾供电局《关于内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司年产 90 万吨煤矿申请用电批复的函》薛供函【2008】28 号）。
- 10、内蒙古自治区环境保护厅关于《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造项目环境影响报告书的批复》（内环审【2012】211 号）。
- 11、内蒙古自治区水利厅关于《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司

煤矿技术改造（变更开采方式）水土保持方案的批复》（内水保【2012】278号）。

12、爆破施工合同书。

附 件：

概算书与主要设备及器材清册

附 图 目 录

顺序	章 次	图 名	图 号		比 例
			新制	采用	
1	第一章	地形地质平面图		C41115G-1103-1	1:5000
2	第一章	2 号钻孔综合柱状图		C41115G-1067-1	1:200
3	第一章	5-5′ 勘探线剖面图		C41115G-1104-0 1	1:2000
4	第一章	6 号煤层底板等高线及 资源储量估算平面图		C41115G-1105-0 1	1:5000
5	第一章	8 号煤层底板等高线及 资源储量估算平面图		C41115G-1105-0 2	1:5000
6	第一章	9 上煤层底板等高线及 资源储量估算平面图		C41115G-1105-0 3	1:5000
7	第一章	9 号煤层底板等高线及 资源储量估算平面图		C41115G-1105-0 4	1:5000
8	第三章	露天矿开采境界 及采区划分平面图	C41115G-1147-1		1:5000
9	第六章	移交生产时剥采排工程 位置及运输系统平面图	C41115G-1143-1		1:5000
10	第六章	移交生产时采剥工程位 置剖面图	C41115G-1104-0 2		1:1000
11	第六章	达产时剥采排工程位置 及运输系统平面图	C41115G-1144-1		1:5000
12	第六章	达产时采剥工程位置 剖面图	C41115G-1104-0 3		1:1000
13	第六章	井上下对照平面图		C41115G-1186-1	1:5000
14	第十章	地面生产系统生产工艺 布置机械设备联系图	C41115G-1301-0 1		
15	第十章	地面生产系统平面图	C41115G-1500-0 1		1:500
16	第十章	地面生产系统 I - I 剖面结构布置图	C41115G-1500-0 2		1:100

附 图 目 录

顺 序	章 次	图 名	图 号		比 例
			新制	采用	
17	第十章	地面生产系统 Ⅱ-Ⅱ剖面(1)结构布置图	C41115G-1500-03		1:100
18	第十章	地面生产系统Ⅱ-Ⅱ剖面 (2)结构布置图	C41115G-1500-04		1:100
19	第十章	地面生产系统Ⅲ-Ⅲ剖面 结构布置图	C41115G-1500-05		1:100
20	第十章	地面生产系统筛分楼 结构布置图	C41115G-417-01		1:50
21	第十一章	机修车间工艺布置 平剖面图	C41115G-1508-01		1:100
22	第十二章	工业广场 10kV 箱 变供电系统图	C41115G-1201-01		
23	第十二章	采场 10kV 箱变 供电系统图	C41115G-1201-02		
24	第十二章	露天矿供电系统 平面布置图	C41115G-1201-03		1:5000
25	第十三章	通讯系统图	C41115G-1202-01		
26	第十三章	工业视频监视系统图	C41115G-1245-01		
27	第十六章	行政生活及辅助生产区 给水排水管网平面布置图	C41115G-1813-01		1:500
28	第十六章	生产区给水排水 网平面布置图	C41115G-1813-02		1:500
29	第十七章	达产时行政生活及辅助 生产区室外供热管道 布置平面图	C41115G-1812-1		1:500
30	第十八章	达产时期行政生活及辅助 生产区总平面布置图	C41115G-1447-01		1:500
31	第十八章	达产时期生产区总 平面布置图	C41115G-1447-02		1:500
32	第十八章	达产时期总布置平面图	C41115G-1401-1		1:5000

前 言

一、项目背景

1、项目名称：内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿（以下简称“全盈煤矿”）技术改造修改初步设计。

2、位置及隶属关系：全盈煤矿位于鄂尔多斯市准格尔旗境内，西南方向距薛家湾镇约 15km，距丰准铁路唐公塔集装站约 12km，行政区划隶属准格尔旗薛家湾镇管辖。

3、项目发起人（投资方）概况

内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司是一家股份制民营企业，主要从事煤炭开采业及煤炭运销，全盈煤矿是该公司下属三个煤矿之一，公司现有职工 400 余人，公司资金较为雄厚，可独资承担该煤矿的技术改造项目。

4、项目前期基本情况

全盈煤矿是由原全盈煤矿和原华兴煤矿以及扩区部分整合而成，整合后矿田面积为 6.06km²，主采的 6、9 号煤层平均自然厚度分别为 11.81m、7.15m。

2008 年 4 月，由内蒙古自治区煤田地质局 153 勘探队编制完成了《内蒙古自治区准格尔旗煤田牛连沟详终区全盈煤矿煤炭资源储量核实报告》（内国土资储备字【2008】216 号），核实查明矿田范围内资源储量共为 32.93Mt，其中已消耗的资源储量 7.17Mt，保有资源储量 25.76Mt。

2009 年，全盈煤矿进行了井工开采改扩建工程，初步设计由天地科技股份有限公司完成，自治区煤炭工业局以“内煤局字【2010】180 号”

文批复，设计生产规模为 0.90Mt/a。该矿井工开采主要建设工程一直未施工，仅完成了部分地面平整及形成双回路电源的工作。

2011 年，根据煤炭市场发展及当地产业政策需要，全盈煤矿结合自身开采条件，由于井工开采的回采率相对较低，申请变更为露天开采。同年 6 月 28 日，自治区煤炭工业局以“内煤局字【2011】234 号”文批复：同意该矿进行变更开采方式为露天开采的技术改造项目。

2011 年 12 月，由内蒙古煤炭科学研究院有限责任公司编制完成了《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造初步设计》，设计生产规模为 1.20Mt/a，自治区煤炭工业局以“内煤局字【2011】507 号”文批复。设计确定的露天开采范围内划分了三个采区，首采区位于矿田南部，沿南部境界近东西布置工作线，向北推进；外排土场位于矿田内西部、首采区的西北部，地面设施位于矿田范围内外排土场的西侧，原煤经筛分后外运。

5、设计修改的理由

2013 年，随着全盈煤矿露天开采技术改造项目的实施，由于受前期征地范围的影响，全盈煤矿提出对原设计外排土场、行政生活及辅助生产区、储煤场的位置及其范围等内容进行变更调整：将基建期的采剥工程、排土工程、地面设施均布置在前期可征地的范围之内，以减少初期建设投资及缩短排土运距。根据提交的征地范围，我公司受全盈煤矿委托，将原设计的外排土场分两处布置：一号排土场（征地范围内、移交前使用）位于首采区北部、压煤排弃，二号排土场（后期使用）位于矿田外西南部的沟谷；将原设计行政生活及辅助生产区调整至矿田外西部（征地范围内），储煤场地调整至修改后的行政生活区东北部、外运公

路的东侧；并对由此带来的其它环节变动进行了相应的调整。为了保证设计的完整性，编制了《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造修改初步设计》，设计规模仍为 1.20Mt/a。

二、修改设计的依据

1、设计编制委托书。

2、《采矿许可证》，证号：C1500002010031120059731。

3、内蒙古自治区煤炭工业局《关于内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造（变更开采方式）的批复》（内煤局字【2011】234号）。

4、内蒙古自治区煤田地质局 153 勘探队编制的《内蒙古自治区准格尔煤田牛连沟详终区全盈煤矿煤炭资源储量核实报告》（内国土资储备字【2008】216 号）。

5、内蒙古自治区煤炭工业局关于《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告的批复》（内煤局字【2011】263 号）。

6、内蒙古自治区煤炭工业专家技术咨询委员会关于《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》的评审报告（内煤专委字【2011】025 号）。

7、《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》（2011 年 1 月）。

8、内蒙古自治区煤炭工业局《关于内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造初步设计的批复》（内煤局字【2011】507 号）。

9、内蒙古自治区环境保护厅关于《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造项目环境影响报告书的批复》（内环审【2012】211

号)。

10、内蒙古自治区水利厅关于《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造(变更开采方式)水土保持方案的批复》(内水保【2012】278号)。

11、《煤炭工业露天矿工程设计文件编制标准》
(GB/T50552-2010)。

12、《煤炭工业露天矿设计规范》(GB50197-2005)

13、《煤矿安全规程》(2011年版)。

14、全盈煤矿提交的征地范围资料及其它设计资料。

15、国家与地方的相关法律、法规。

三、本次修改设计范围

依据《煤炭工业露天矿设计规范》及《煤炭工业露天矿工程设计文件编制标准》，修改设计范围包括：边坡稳定计算、开采境界圈定、煤炭资源储量与剥离量计算、开采工艺及设备选型、采区划分与开采程序、采掘场运输方式和剥采方法、基建工程及开采进度计划编制、防排水及地下水控制、外排土场与露天矿运输、地面生产系统与公用辅助工程、总平面布置及地面运输、矿山供配电、通信与计算机管理、建筑与结构、给排水、供热与通风、职业安全卫生、环境保护及综合利用、水土保持、节能、企业管理现代化、技术经济等内容。

四、修改设计的指导思想

1、符合国家有关矿山开发建设的相关法律、法规。

2、在充分尊重已经审查通过的原初步设计(1.20Mt/a 露天煤矿)基础上，结合目前实际情况，对排土场位置、生产系统、工业场地位置

及总平面布置等内容进行修改，并对由此带来的其它环节变动进行调整。

3、结合煤层赋存条件及矿方的征地范围，确定开采范围及开采程序。

4、设计理念力求先进务实，突出近期经济效益，在满足生产规模的前提下，力争企业尽快见效。

5、确保与安全、环保、水保、地面设施同步设计、同步建设。

五、设计修改的主要内容

1、排土场

原设计内容：由于当时矿田周边设置排土场存在困难，外排土场选择在矿田内西部，占地面积 121.9hm^2 ，压煤排弃（此处排土后剥采比较大）。具体位置见图 1。

修改理由：目前可征地范围主要在矿田的南部，原设计排土场面积约 75.8hm^2 在征地范围外，且运距较远、下部压覆煤炭资源；按煤矿目前实际情况，可分期进行剥离物排弃，将前期外排土场设置在目前征地范围内，缩短运距，同时可将原设计外排土场压覆的煤炭资源进行回收，提高资源回收率。

修改后内容：《修改初设》确定的外排土场分两处布置、按排土场顺序分期进行排弃，一号排土场（移交前使用）位于首采区内的北部，占地面积 85.7hm^2 ，压煤排弃，后期需重复剥离；二号排土场（后期使用）位于矿田外西南部沟谷，目前无矿权设置，占地面积 83.3hm^2 ，满足总外排量要求。具体见图 2。

2、行政生活及辅助生产区位置

原设计内容：行政生活及辅助生产区位于矿田内首采区的西北部，占地面积 1.17 hm^2 。

修改理由：根据本矿的实际情况，工程前期需新建地面设施，原设计的场地约有 0.5 hm^2 面积在目前征地范围外，按煤矿委托要求进行了位置调整。

修改后内容：根据煤矿实际情况及征地范围，将行政生活及辅助生产区设置在矿田外西部的山坡上，占地面积 1.4 hm^2 ，可以满足技改工程的需要。

3、储煤场位置

原设计内容：储煤场位于辅助生产区南部 300 m 处、首采区的西北部，占地面积 3.60 hm^2 ，原煤分三级进行筛分、落地储存。

修改理由：外排土场、工业场地调整后，从外运道路路线考虑，为了便于运煤车辆的出入；同时按设计委托要求，为了减少行政生活区受粉尘的影响，对原设计的储煤场进行了调整。

修改后内容：将储煤场布置在工业场地的东北部，外运公路的东侧，在矿田范围内一号排土场的西侧，占地面积 2.55 hm^2 ，原煤分三级筛分后、落地储存。

修改后的一号排土场、行政生活及辅助生产区、储煤场位置均在现有征地范围内，满足技改项目初期的土地使用范围。

以上为本次修改主要内容，受以上因素影响：原设计外排土场位置调整后，可将其压覆区域内的煤炭资源划入二采区范围内，重新确定了各采区的技术特征；对首采区剥离、采掘、运输、排土工程优化布置；重新绘制各时期工程位置及运输系统图；重新绘制总平面布置图；重新

编制采掘、排土进度计划；并重新计算了各项经济指标。

六、本次设计的主要内容

1、开采境界

矿田面积 6.006km^2 ，由于矿田内适合露天开采的部分不连续，设计划分为三个独立采区，由南至北依次排列为首采区、二采区、三采区（其中二采区范围由于外排土场位置调整后，比原设计扩大，其它不变）。本次设计露天矿地表总面积为 5.15km^2 ，南北长 3.61km ，东西宽 3.23km ，煤层开采标高至 9 号煤层的底板（最低到 1040m 水平），最终帮坡角 35° ，最大开采深度为 160m （首采区）。

2、资源储量

《生产地质报告》查明的保有资源储量 31.34Mt ，其中露天矿可动用的资源储量为 30.73Mt ，工业储量 28.63Mt ，可采原煤量 21.19Mt ；另外原有井工采空区可回收残煤 5.01Mt ；则全矿可采原煤量共为 26.20Mt 。

3、剥离量、平均剥采比

全矿总剥离量为 253.30Mm^3 ，平均剥采比 9.7t/m^3 ，其中首采区平均剥采比 7.5t/m^3 。

4、设计生产能力、服务年限

露天矿设计生产能力为 1.20Mt/a ，实体煤服务年限 16.1a ；残煤回收可增加服务年限 3.8a ，合计服务年限 19.9a 。

5、首采区及初始拉沟方案

综合各方因素，主要是煤层赋存条件，露天矿的首采区位于南部。针对南部采区的特点，设计共提出两个拉沟方案，经分析比较后推荐沿

首采区南部境界近东西向拉沟，工作帮由南向北推进，拉沟长度 1000m。

6、开采工艺及主要设备

设计采用单斗卡车开采工艺。剥离、采煤均选用 2.5m^3 液压挖掘机，达产时共 17 台，主要运输设备均选用 22t 自卸卡车，达产时共 72 辆。

7、基建工程

基建工程量 17.22Mm^3 ，工期 1.5a，移交时揭露 6 号煤层顶板。

8、外排土场

修改设计的外排土场选择了两处，按顺序分期排弃。一号排土场（目前征地范围内）位于矿田内首采区的北部，供移交时期剥离物排放；由于是压煤排弃，后期需重复剥离，占地面积 85.7hm^2 。二号排土场位于矿田外西南部的沟谷处，此地目前无矿权设置，占地面积 83.3hm^2 ，为达产后剥离物排放使用。排土场总容量为 65.34Mm^3 。

9、露天矿防排水及边坡稳定

（1）因地形关系，冲沟都向采场、排土场外流出，极少地段的小径流通过简易的挡土堤疏导和建议防洪堤拦截排水沟排出即可。坑内排水采用集中泵站，通过排水管道排至地表，主要是雨季降雨汇水排除。地下水涌出量及其微弱。

（2）经过类比分析与计算，露天矿采场最终边坡角取 35° ，排土场边坡角取 20° 。

10、地面生产系统和机修

修改设计后储煤场位于矿田内西部边界处，工业场地的东北侧。生产的原煤前期只进行简单粒度分级，落地储存。不设置大型机修设施，只设置小型临故处理车间，主要设备大中修由外包单位自己解决。

11、供 电

本矿一回电源以 10kV 架空线路引自纳林沟 110kV 变电站；另一回以 10kV 架空线路引自唐公塔 110kV 变电站，构成矿山的两回 10kV 供电电源。工业场地设变电站一座，采场水泵和照明用电、地面生产系统用电从工业场地变电站 10kV 侧不同母线段分别引出。

12、总平面布置及原煤外运

修改设计后工业场地位于矿田外西部（目前征地范围内），排土场西侧，在采场、排土场的上风向。工业场地（包括外包基地）中各设施根据功能进行分区设置，原煤外运循已有地面道路整修后使用。

13、建筑与结构

地面建筑物包括行政办公室、职工食堂、浴室、锅炉房等，建筑物结构形式主要为砖混结构。

14、给排水与供热

（1）给水：水源由内蒙古科源水务公司供给，以窑沟水源地通过加压泵站及矿井自建的供水管路向全盈煤矿蓄水池供水。

生产用水由露天坑内排水到地面经处理后复用，不足部分由生活用水补充。

（2）采暖与供热：本矿采取锅炉集中供热方式。

15、节能措施

设计对露天矿的各耗能环节制定了相应的节能减排措施。

16、环境保护

露天矿在开发过程中，主要环境恢复目标是排土场的复垦及地表植被退化的治理，设计提出了工程和生物治理措施。

17、建设和生产用地计划

达产时总用地面积 288.81hm²（包括采场、排土场、工业广场、外包基地）。

18、人力资源配置及劳动生产效率

露天矿达到设计生产能力时，全矿在籍职工总人数 557 人。原煤生产人员效率 8.26t/工.日（包括外包人员）。

19、主要技术经济指标

建设项目总投资 36665.33 万元，吨煤投资 305.54 元/t，吨煤成本 195.29 元/t。

七、存在的主要问题及建议

1、露天矿存在大片采空区，是生产的极大隐患，必须加大采空区监测和生产管理力度，严格控制临界安全距离，防止设备与人员陷落采空区。

2、露天矿应加强边坡地质工作，生产中应严格控制边坡角的形成，特别是生产初期要按设计位置留足安全距离和安全平台，防止随意提高边坡角，造成边坡滑落事故。

3、露天矿局部生产剥采比较大，应及时对外包力量进行调整；外包人员要按安全规范规定先培训、合格后上岗。

第一章 矿田概况及建设条件

第一节 矿田概况

一、交通位置

1、位 置

全盈煤矿位于鄂尔多斯市准格尔旗境内，行政区划隶属准格尔旗薛家湾镇，距薛家湾镇约 15km。矿区处在牛连沟地方煤矿详终区东部的 2 线与 7 线之间，具体位置见图 1-1-1，其地理坐标为：

东 经：111°22'05"~111°24'22"；

北 纬： 39°53'23"~39°55'21"。

2、交 通

全盈煤矿经当地运煤公路（玻璃圪旦—扶贫煤矿柏油路）可至西南部薛家湾镇，距离约 15km。由薛家湾镇经 103 省道北至呼和浩特市 120km，经 109 国道西至鄂尔多斯市 145km，薛家湾至万家寨的薛魏线 80km；丰准铁路从薛家湾镇通过，是承担准格尔地区煤炭外运的专线，矿区到丰准铁路唐公塔集装站约 12km。

目前矿区至运煤公路有土路想通，交通条件尚属便利，见图 1-1-2。

二、地形地貌

矿区位于鄂尔多斯市准格尔东部的黄土高原。因水流的侵蚀作用形成数条树枝状冲沟，将矿区地形切割为支离破碎的地形，地貌变的十分复杂，沟谷纵横、沟深壁陡，地表为固结黄土与风积砂。矿区总体地势西高东低、北高南低。最高点位于矿区西部，标高 1256.40m，最低点位于矿区东南部，标高 1068.60m，地形相对高差为 187.80m。

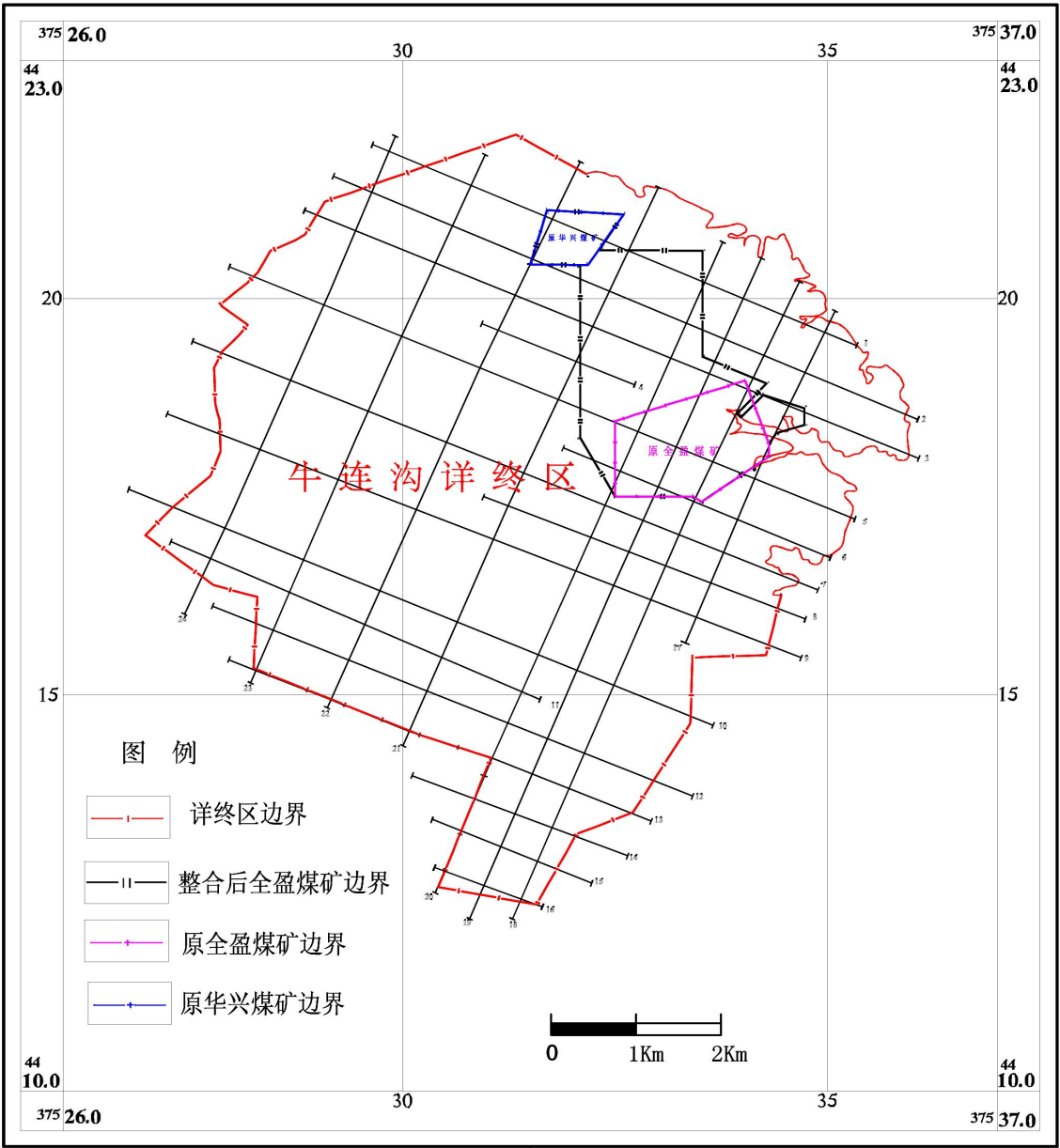


图 1-1-2 全盈煤矿与牛连沟详终区位置关系图

三、水 文

黄河流经矿区所在的煤田东缘，由北向南径流，是煤田周边的最大地表水体，为煤田的最低侵蚀基准面。贾窑圪旦南黄河水位标高为968.53m（1985 年 9 月实测），煤田及边缘除黄河外无长年性地表水。

矿田距离黄河边缘约 2km，矿田内也无常年地表水。

四、气 象

矿田属大陆半干旱性气候。冬季严寒而漫长，夏季炎热而短暂，昼夜温差大。春季多风，多为西北风，一般风速 10~15m/s，最大风速 18 m/s。每年十月至翌年四月为冻结期，最大冻土层深度为 1.50m。年平均温度 5.3℃~7.6℃，最高温度为 39.5℃，最低温度为-24.3℃。年总降水量 231mm~459mm，平均 400mm，年总蒸发量 1824.7mm~2204.6mm。降水多集中在 7、8、9 三个月，占年降水量的 60~70%，而且多为雷暴雨，形成集中补给与集中排泄，由于地表植被稀少，沟深坡度大，大气降水以地表径流形式注入本区东缘最大的地表水体黄河之中，只有少数渗入地下。

五、地 震

据《中国地震动参数区划图》（GB18306-2001），本区地震动峰值加速度（g）0.10，对照烈度为Ⅶ度。

第二节 矿田开发情况及周边煤矿

一、煤矿的建设及生产情况

（一）开发历史

1、原全盈煤矿

原全盈煤矿始建于 1988 年，个体经营，生产能力不大，主采 6 号煤层和 9 号煤层，6 号煤层主井口坐标 X=4418210，Y=37534013；副井口坐标 X=4418210，Y=37534034。9 号煤层主井口坐标 X=4418215，Y=37533902，副井口坐标 X=4418201，Y=37533916。矿井开拓方式为斜井单水平开拓，采煤方法采用房柱式放炮落煤法。截止 2004 年 8 月

共生产 15 年时间，动用资源储量 558 万吨，采出煤炭量为 150 万吨，回采率为 27%。

矿井涌水量不大，主要以裂隙岩层充水为主，6 号煤层与 9 号煤层间砂岩层涌水，矿井生产期间正常涌水量 $10\text{m}^3/\text{d}$ ，矿井有完整的供水供电及通风系统，地面建筑及各项设备较齐全，有 10kV 双回路供电，LGJ-150 架空线路引自薛家湾电网之唐公塔变电站及纳林沟变电站。

2、原华兴煤矿

原华兴煤矿始建于 1994 年，次年正式投产，开采 9 号煤层，设计生产能力为 6 万吨，当年实际生产能力为 3 万吨，以后生产能力逐年扩大，整合前生产能力已达 15 万吨，通过近 9 年的开采，共采出煤炭 78 万吨，动用煤炭资源 200 万吨，资源量回采率仅为 39%。采方式为房柱式开采，炮采，矿灯照明，主、副井均为半圆形断面，粗料石砌碛，以自然扩散式通风为主，主井口坐标 $X=4420842$ ， $Y=37532376$ ；副井口坐标 $X=4420848$ ， $Y=37532431$ 。

矿井水文地质条件简单，正常生产时涌水量为 $5\text{m}^3/\text{h}$ 。出水方式为顶板淋水，不影响矿井开采。煤层顶板为砂质泥岩；底板为细砂岩、泥岩及粘土岩。从未出现冒顶、底鼓现象。矿井的瓦斯吨煤涌出量为： $1.2\text{m}^3/\text{t}$ ，没发生过瓦斯、煤尘爆炸事故。

（二）开发现状

1、井工改扩建

整合后的全盈矿实施了井工开采的改扩建项目，2008 年 4 月由内蒙古自治区煤田地质局 153 勘探队完成了该矿整合后的资源储量核实工作，井工改扩建初步设计由天地科技股份有限公司于 2009 年 6 月编制

完成，自治区煤炭工业局以“内煤局字【2010】180号”文批复，设计生产规模为0.90Mt/a。2010年3月31日由内蒙古自治区国土资源厅核发了内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿采矿许可证，证号为C1500002010031120059731（2013年3月延续），地下开采，生产规模为90万吨/年。但由于种种原因井工改扩建项目主要井巷工程一直未施工，仅完成了小部分地面工程，具体的工程量为：

在原全盈煤矿工业场地，重新平整场地面积一公顷（位于露天矿的首采区范围内，不可利用）。

煤矿接入的两回主电源（技改后仍可利用），一回引自纳林沟110kV区域变电站，距离10km，架空导线采用LGJ-150钢芯铝绞线；另一回电源引自唐公塔110kV变电站，距离15km，架空导线采用LGJ-150钢芯铝绞线。但地面变电站尚未建设。

设计的主副井、风井均未施工。

2、露天开采技改项目

2011年，根据煤炭市场发展及当地产业政策需要，全盈煤矿结合自身开采条件，由于井工开采的回采率相对较低，故将正在进行的井工技术改造项目停止，申请变更为露天开采。2011年6月28日，自治区煤炭工业局以“内煤局字【2011】234号”文批复同意该矿变更开采方式为露天开采，同年全盈煤矿委托内蒙古煤炭科学研究院有限责任公司受编制完成了《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造初步设计》及其《安全专篇》，设计规模为1.20Mt/a。目前煤矿正在进行开工前的准备工作。

二、周边矿权设置情况

全盈煤矿南部与准格尔旗召富煤矿（露天开采，1.20Mt/a）相邻；西部为准格尔旗窑沟大伟煤矿（露天开采，1.20Mt/a）；东部为鄂尔多斯市森烨矿业发展有限责任公司高岭土矿（现已被内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司收购）；西部有高岭土矿区，无矿权设置；本矿与相邻各煤矿自建矿以来从未发生过越界开采现象。矿井四邻关系见图 1-2-1。

第三节 资源条件

一、矿田地质勘探工作情况

本矿田是准格尔煤田窑沟矿区的一部分。准格尔煤田经地矿、煤炭等部门进行了大量的地质勘查及科研工作，为准格尔煤田的研究和后续勘查积累了丰富的经验及大量地质资料。具体过程为：

1976 年由内蒙古煤田地质勘探公司 117 队提交了详查报告，同年 12 月底经内蒙煤管局批准，总资源储量 17192.1 万吨。

1977 年 1 月～7 月内蒙古煤田地质勘探公司 117 队进行了窑沟露天区精查工作，于 7 月末提交了《准格尔煤田窑沟矿区精查（露天）报告》，获各级资源储量 92643.6 万吨。

1986 年由 153 队提交了《内蒙古自治区准格尔煤田牛连沟地方煤矿详查最终地质报告》，获资源储量 50886.4 万吨。

2004 年 8 月中国建筑材料工业地质勘查中心内蒙古总队受原内蒙古全盈煤炭有限责任公司煤矿的委托，编制了《内蒙古自治区准格尔煤田牛连沟地方煤矿区全盈煤矿煤炭资源储量核实报告》，该报告经内蒙古自治区矿产资源储量评审中心评审通过。

2004 年 10 月内蒙古自治区煤田地质局 151 勘探队受原准旗窑沟乡华兴煤矿的委托编制了《内蒙古自治区准格尔煤田牛连沟详查区华兴煤

矿煤炭资源储量核实报告》，该报告经内蒙古自治区矿产资源储量评审中心评审通过。

2008年4月内蒙古自治区煤田地质局153勘探队为整合后的全盈煤矿编制了《内蒙古自治区准格尔煤田牛连沟详终区全盈煤矿煤炭资源储量核实报告》，该报告经北京中矿联咨询中心评审通过。查明的资源储量共为3293万吨。

2011年1月，内蒙古义民资源勘查与环境检测有限责任公司编制了《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》，由内蒙古自治区煤炭工业局以“内煤局字【2011】263号”文批复。批复的矿田内查明资源储量共为4134万吨。

综上所述，本矿田的地质资料是以详查地质报告为基础，虽多次核实数据稍有出入，但基本可靠。本次设计主要以《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》为设计的技术依据。

二、区域地层与构造

（一）区域地层

准格尔煤田位于鄂尔多斯台向斜东部，其地层沉积序列与华北地台石炭二叠纪各煤田基本相似。地层层序自下而上为：下寒武统馒头组、中寒武统张夏组、上寒武统炒米店组、下奥陶统三山子组、中奥陶统马家沟组、上石炭统太原组、下二叠统山西组、下石盒子组、上二叠统上石盒子组、孙家沟组、下三迭统刘家沟组、和尚沟组、下白垩统志丹群、第三系上新统、第四系更新统、全新统，见准格尔煤田区域地层表（表1-3-1）。

准 格 尔 煤 田 区 域 地 层 表

表 1-3-1

界	系	统	组	厚度 (m)	岩 性 描 述
新 生 界	第四系	全新统	(Q ₄)		风积沙、冲洪积、砂砾碎石等。
		上更新统	马兰组 (Q _{3m})	0~150	浅黄色黄褐色黄土层及亚粘土。
	第三系	上新统	(N ₂)	0~30	为棕红色、红色钙质红土层、含砾及钙质结核，无层理，含有哺乳类化石。不整合接触于各时代地层。
中 生 界	白垩系	下白垩统	志丹群 (K _{1zh})	392.10	上部为中厚层状紫红色砂砾岩及含砾粗砂岩，夹紫红色粉砂岩及砂质泥岩、巨砾岩；下部为紫红色砂砾岩；底部为砾岩、巨砾岩。在砾岩中夹有一层厚约 4~20m 的黑灰色、灰绿色细晶~隐晶质玄武岩。不整合于古生界之上。
	三叠系	下三叠统	和尚沟组 (T _{1h})	>165	为棕红色砂岩、粉砂岩、砂质泥岩，夹浅灰色中砂岩、细砂岩。与下伏地层刘家沟组整合接触。
			刘家沟组 (T _{1l})	257~385	由浅灰、微粉红色中、细、粗砂岩组成。夹棕红色、砖红色砂质泥岩薄层条带，偶夹黄色砂砾岩。胶结疏松，砂岩中斜层理、交错层理发育。与下伏地层石千峰组整合接触。
古 生 界	二叠系	上二叠统	孙家沟组 (P _{2sj})	>170	由砖红色砂岩、泥岩组成，其次为黄绿色粘土岩、黄绿色砂岩、灰绿色粘土岩。孙家沟组与下伏地层上石盒子组整合接触。
			上石盒子组 (P _{2s})	>290	由暗紫色、褐紫色砂岩、泥岩组成，间夹灰绿色、浅白色中粗砂岩，含砾及铁质结核，含羊齿和楔叶化石。与下伏地层下石盒子组整合接触。
		下二叠统	下石盒子组 (P _{1x})	40~120 80	由黄褐色、黄绿色及紫色砂质泥岩、粘土岩、灰白色黄绿色砂岩组成，底部为灰色、黄灰色砂岩、含砾。本组含化石羊齿类。与下伏地层山西组整合接触。
			山西组 (P _{1s})	21~95 70~80	由灰白色粗砂岩、灰色、浅灰色粉砂岩、黑色泥岩、浅灰色泥岩、砂质粘土岩、1~5 号煤层组成，含羊齿化石。与下伏地层太原组整合接触。

准 格 尔 煤 田 区 域 地 层 表

续表 1-3-1

界	系	统	组	厚度(m)	岩 性 描 述
界	古	石炭系	上石炭统	太原组	上部
					(C ₂ t ²)
					12~115 65
					上部由灰白色粗砂岩、粘土岩及 6 上、6、6 下号煤层组成。6 号煤层顶部灰白色含砾粗砂岩为 K3 标志层；中、下部由灰白色砂岩、深灰色及黑色砂质泥岩和 8、9、9 下、10 号煤层组成，煤田南部夹 1~2 层厚 1~2m 的薄层灰岩。太原组底部为灰白色石英粗砂岩或含砾粗砂岩，层位稳定，为 K3 标志层。与下伏地层整合接触，在煤田南部榆树湾东底部砂岩为冲刷接触。
		奥陶系	中奥陶统	马家沟组 (O ₂)	下部
					(C ₂ t ¹)
					5.27~42 25
					底部为鸡窝状山西式铁矿与马家沟组分界，其上为含砂铝土岩，上部为灰黑色泥岩夹两层薄层泥灰岩，偶含有薄煤线及砂岩，本组在煤田南部含有黄铁矿。与下伏地层马家沟组平行不整合接触。
	生	奥陶系	中奥陶统	马家沟组 (O ₂)	为灰黄色、棕灰色薄层泥质灰岩，厚层状泥质灰岩，中夹薄层泥质灰岩，局部有豹皮状灰岩。与下伏地层三山子组整合接触。
					100
		奥陶系	下奥陶统	三山子组 (O ₁)	为灰白、黄褐色中厚层状白云岩及泥质白云岩。与下伏地层炒米店组整合接触。
					40~100
	界	寒武系	上统	炒米店组 (Є ₃)	上部为灰白色、浅灰色薄层~厚层白云质灰岩及薄层泥质灰岩，夹黄褐色中厚层竹叶状灰岩；中部为灰岩、泥灰岩及生物碎屑灰岩；下部为白云质灰岩及竹叶状灰岩、生物碎屑岩。与下伏张夏组整合接触。
					86
					为灰紫色中厚层状灰岩，含白云质结晶灰岩，局部夹生物碎屑灰岩。本组地层层位稳定。与下伏馒头组整合接触。
					<10
		寒武系	中统	张夏组 (Є ₂)	为深灰、灰、杂色中厚层竹叶状灰岩、生物碎屑岩、鲕状灰岩夹暗紫色钙质泥岩。
					90
		寒武系	下统	馒头组 (Є ₁)	

（二）区域构造

准格尔煤田大地构造单元属华北地台，鄂尔多斯台坳，东胜凸起，总的构造特征为一走向近南北、倾向西的单斜构造，岩层倾角一般在 5°左右。仅在次级构造背向斜的两翼及断层的附近倾角变化较大，局部可达 16°左右。在牛连沟详终区岩层倾角一般小于 10°。在煤田的北端小鱼沟向南倾,南部的磁窑沟向东北倾，单斜构造的两端翘起，构造轮廓如耳状。 从次级构造线形迹的分布上可以把煤田分为两组，中、北

部构造线为北东向；南及西南端构造线为东西向、北西向。牛连沟详终区内构造简单，以宽缓的褶曲为主，地层走向和构造线走向基本上为北北东—南南西。现将区内主要构造分述如下：

1、褶 曲

（1）窑沟背斜：为本区最主要的构造形态。位于详终区的西部，呈北北东—南南西方向纵贯全区，南、北两端分别延出区外，区内长约6.60km。为区内最大的背斜。西翼倾角局部达 35° 以上，东翼倾角一般为 $3\sim 5^{\circ}$ 。

（2）后脑包湾向斜：为详终区第二个较大的构造，位于详终区东部，北段西侧与窑沟背斜相接，南段西侧隔一小的隆起与沙咀子向斜相邻，向斜东侧与后脑包湾背斜相接，总体方向为北北东—南南西，局部方向有变化，长约7.50km。西翼 $3\sim 7^{\circ}$ ，东翼 $3\sim 6^{\circ}$ ，为比较宽缓的近于对称的向斜。

（3）后脑包湾背斜：位于详终区东部与后脑包湾向斜相邻。呈北北东—南南西方向延伸，长约4km，东翼倾角 $2\sim 6^{\circ}$ ，西翼倾角 $3\sim 6^{\circ}$ ，局部 9° 。

（4）沙咀子向斜：位于详终区东南，与后脑包湾向斜相邻，西侧与窑沟背斜东翼相接，向斜北段呈北北东向，南段呈近南北向延伸。长约3Km，两翼近于对称，倾角均为 $3\sim 4^{\circ}$ 。

2、断层

在牛连沟详终区内断层稀少，仅在详终区的东南部发现一条F1正断层，走向北东—南西，倾向北西，倾角 70° ，落差40m，长约600m。

3、柱状陷落

柱状陷落构造指煤系基底为石灰岩类。因岩溶洞穴的形成产生较大的空间，致使上覆地层在重力作用下，塌陷下落的一种构造现象。

详终区内柱状陷落比较发育，露头 and 钻孔内均有发现，以露头所见为多，钻孔控制的柱状陷落为马家疙旦柱状陷落。

三、矿田地层

全盈矿田位于牛连沟详终区的东部，矿田地层与区域地层基本一致。

区域内大部分地区被第四系黄土和风积沙所覆盖，只有局部的梁顶或冲沟中才有基岩出露。由于本区地处准格尔煤田东北部边缘，地层遭受剥蚀严重，部分地层缺失。根据地表出露及钻孔揭露，本区地层层序自下而上为：奥陶系、上石炭统太原组，下二叠统山西组、下石盒子组，第三系上新统，第四系上更新统及全新统的近代沉积。由老到新分述如下：

1、中下奥陶统 (O_{1+2})

为浅海相沉积。岩性上部为浅灰、灰黄色中厚层白云岩。致密性脆，风化后呈黄褐色，下部为灰黄色薄层白云岩、白云岩夹竹叶状白云岩，化石少见。区内 9 个孔见到此层，钻孔揭露厚度 1.00m~5.67m。

2、上石炭统 (C_2)

(1)太原组下部 ($C_{2t'}$)：为一套浅海相—过渡相细碎屑岩沉积。岩性由灰色、深灰色粘土岩、泥岩、砂岩及泥灰岩组成，上部夹有不稳定的煤线。底部为较稳定的灰色、灰白色厚层状铝土质泥岩（相当于 G 层铝土矿层位）和一层鸡窝状褐铁矿层（即“山西式铁矿”层）。

本组矿区内钻孔揭露厚度 2.97m~53.89m，平均 17.42m，全区分布。

与下伏地层中下奥陶统 (O_{1+2}) 平行不整合接触。区内沟谷中有出露。

(2) 太原组上部 (C_2t^2)：为海陆交互相沉积，是本区主要含煤地层。岩性以砂岩为主，其次为粘土岩、砂质粘土岩，含煤多层，根据岩性组合本组可划分为三个岩段。现由下至上分述如下：

第一段：起自底部粗砂岩 (K_1) 至 9 号煤 (或 9[±]煤) 顶板之粘土岩或砂质粘土岩，含 10、9 号煤，局部含 9[±]煤层。岩性主要为灰白、浅黄褐色厚层～巨厚层状砂岩，黑、灰黑、青灰色粘土岩或砂质粘土岩夹煤层。在矿区西部发育 9[±]煤层，系由 9 号煤分叉而成。

第二段：起自第一段之上砂岩至 8 号煤 (或 7 号煤) 顶板之粘土岩，含 8 号煤，有时含 7 号煤，岩性以砂岩为主，灰白色长石质石英砂岩，厚层～巨厚层状，厚度变化大。

第三段：起自 K_2 砂岩至 6 号煤顶板粘土岩，含 6 号煤层，岩性以灰白色砂岩为主，及褐黄色长石石英砂岩，灰、灰白色粘土岩，灰色泥岩及砂质粘土岩，厚～巨厚层状，厚度变化大。

本组地层在矿区内厚 12.24m～83.39m，平均 57.76m，全区分布。与下伏地层上石炭统太原组下部 (C_2t^1) 整合接触，区内沟谷中有出露。

3、二叠系 (P)

(1) 山西组 (P_{1s})：为陆相碎屑岩沉积。含煤有 3 号、5 号煤，在矿区煤已风化为风化煤和风化粘土。山西组地层主要为砂岩、砂质粘土岩、风化粘土岩，山西组与太原组的分界砂岩 (K_3) 基本上在全区发育，厚度变化大，但层位稳定。

本组地层在矿区内遭受剥蚀，大部分厚度不全，厚度 9.44m～63.63m，一般厚 39.86m，与下伏地层上石炭统太原组上部 (C_2t^1) 整合

接触。区内沟谷中有出露。

(2)下石盒子组 (P_{1x})：为内陆盆地砂泥质沉积。由于风化剥蚀，下石盒子组在矿区只保存了残留部分；地表出露多为该组的底部岩层，上部为灰绿色粗砂岩、砂质泥岩、砂质粘土岩、砂岩，局部含砾；下部由紫红色、绛紫色砂岩、砂质泥岩、泥岩，灰、灰绿色砂质粘土岩；底部为灰白、黄色粗砂岩 (K_4)，局部含砾，为与山西组的分界标志。

本组地层厚度 0~35.76m，大部遭受剥蚀，厚度不全，与下伏地层山西组 (P_{1s}) 整合接触，区内沟谷中有出露。

4、第四系 (Q)

(1)上更新统马兰组 (Q_{3m})：广布全区，为浅黄色黄土层，柱状节理发育，含钙质结核。

本统地层厚度变化较大为 2.82~108.00m，一般在 31.70m 左右。全区分布，不整合于下伏地层之上。

(2)全新统 (Q_4)：为近代风积沙，冲洪积砂砾层，淤泥、残坡积物等，厚度 0~5.00m。

四、矿田构造

矿田构造简单，以宽缓的褶曲为主。矿区位于窑沟背斜的东翼，受褶曲的影响，矿区南部主要构造为走向近北东 25° 的一组背斜和向斜，以 346 号钻孔控制轴部的背斜（后脑包湾背斜），以及永 124 号钻孔控制轴部的向斜（后脑包湾向斜）。在西南部永 134 号孔附近有一小背斜，但均为十分宽缓的褶皱，倾角很缓，一般为 $3\sim6^\circ$ 左右。矿区北部为一具微弱波状起伏的宽缓褶曲基础上走向近南北，倾向东的单斜构造。

1、后脑包湾向斜：位于矿区南东部，总体方向呈北北东—南南西

延伸，局部方向有变化，矿区内长约 1.85km，两端分别延出区外，西翼 3~7°，东翼 3~6°，为比较宽缓的近于对称的向斜。

2、后脑包湾背斜：位于矿区南东部，呈北北东—南南西延伸，矿区内长约 1.55km，两端延出区外，东翼倾角 2~6°，西翼倾角 3~6°，局部 9°，在背斜轴部有后期产生的马家疙旦柱状陷落，位于矿区第 15、16 拐点处。

矿区内未发现断层及岩浆活动。

综上所述，矿田构造属简单类型。

五、煤 层

（一）煤层特征

1、含煤性

太原组上部（C₂t²）为矿区主要含煤地层，含煤 5 层即 6、8、9[±]、9 和 10 号煤层。其中 6、9 号煤层为矿区的主要可采煤层。8、9[±]、10 号煤层在矿区内零星分布，零星可采或不可采。本组煤层平均总厚度为 18.96m，地层平均总厚为 57.76m，含煤系数为 33%，可采煤层平均总厚度 14.65m，可采含煤系数为 25%，含煤性较好。

2、煤层各论

矿区内自上而下有 6、8、9[±]、9、10 号 5 层煤，可采煤层有 6、8、9[±]、9 号煤层，各煤层特征见表 1-3-2。

（1）6 号煤层：位于太原组上部第三岩段，为矿区主要可采煤层。煤层自然厚度 0~19.97m，平均 11.81m。煤层储量利用厚度 0.10~15.85m，平均 8.18m。该煤层结构较复杂，含夹矸 0~20 层，夹矸岩性多为泥岩。顶板岩性以粘土岩、粗砂岩为主，底板岩性以泥岩、砂质泥

岩为主，与下部 8 号煤层间距 1.73~24.65m，平均 11.47m。该煤层层位稳定，对比可靠，在煤层赋存范围内属局部可采的较稳定煤层。

(2) 8 号煤层：位于太原组上部第二岩段。煤层自然厚度 1.55~5.01m，平均 3.28m。煤层储量利用厚度 0.30~2.61m，平均 1.34m。该煤层在矿区范围内属零星可采的不稳定煤层。

(3) 9^上煤层：位于太原组上部第一岩段，为 9 号煤层的上分层。煤层自然厚度 2.98~3.67 m，平均 3.38m。煤层储量利用厚度 0.26~3.58m，平均 1.83m。该煤层在矿区范围内属零星可采的不稳定煤层。

(4) 9 号煤层：位于太原组上部第一岩段，为矿区主要可采煤层。煤层自然厚度 3.28~10.80m，平均 7.15m。层利用厚度 0.80~8.98m，平均 5.67m。该煤层结构较复杂，含夹矸 0~6 层，夹矸岩性多为泥岩，顶板岩性以粘土岩、粗砂岩为主，底板岩性以泥岩、砂质泥岩为主。与下部 10 号煤层间距 1.15~2.16m，平均 1.45m。该煤层层位稳定，对比可靠，在煤层赋存范围内属大部可采的较稳定煤层。

(5) 10 号煤层：位于太原组上部第一岩段，矿区内只有 2 个可采点，煤层利用厚度 0.20~1.92m，平均 0.58m。由于是孤立点，经插点圈定矿区内几乎不可采，该煤层在矿区范围内属不可采的不稳定煤层。

矿区内各煤层厚度、夹矸、层间距一览表

表 1-3-2

煤层号	煤层埋藏深度	分布范围内煤层自然厚度	分布范围内煤层利用厚度	夹 矸 单层厚度 层数	煤层间距	稳定程度	可采性
	最小~最大 平均(点数)	最小~最大 平均(点数)	最小~最大 平均(点数)		最小~最大 平均(点数)		
6	27.2-144.09 105.46（12）	0-19.97 11.81（12）	0.10-15.85 8.18（22）	0.05-0.37 0-20	1.73-24.65 11.47（2）	较稳定	局部可采
8	28.96-162.08 115.05（2）	1.55-5.01 3.28（10）	0.30-2.61 1.34（10）	0.10-0.36 1-4		不稳定	零星可采
9 ^上	81.20-155.41 124.26（3）	2.98-3.67 3.38（9）	0.26-3.58 1.83（9）	0.05-0.19 1-4	7.28-12.91 9.85（2）	不稳定	零星可采
					1.79-16.21 6.36（3）		
9	34.75-169.29 127.76（26）	3.28-10.80 7.15（26）	0.80-8.98 5.67（46）	0.05-0.46 0-6	1.15-2.16 1.45（2）	较稳定	大部可采
10	91.60-179.30 135.45（2）	1.69-2.02 1.86（2）	0.20-1.92 0.58（17）	0.09-0.42 1-3		不稳定	不可采

2、可采煤层

由于区位关系，本矿田内的可采煤层应为 6、8、9^上和 9 号煤层，但 9^上号煤层由于露天开采的特点处于边坡压覆范围之内，故为不可采；8 号煤层为零星可采煤层，则矿田主要可采煤层为 6 和 9 号。

六、煤 质

（一）物理性质和煤岩特征

1、物理性质

矿区内煤呈黑色，风化后呈褐色，条痕褐黑～黑褐色，呈暗淡的沥青光泽，局部可见油脂光泽，丝炭发育的层段显丝绢光泽。常见贝壳状及参差状断口，外生和内生裂隙不发育，脆性差。节理中局部充填有黄铁矿及方解石薄膜。由于煤岩组分的差异，常见条带状结构，块状构造。

燃点一般为 300℃左右，燃烧试验为剧燃。残灰呈粉状～块状，灰白～灰色。煤风化后煤质疏松，呈土状，燃烧时火焰不大。

2、煤岩特征

(1) 宏观煤岩特征

煤的煤岩组分以暗煤和亮煤为主，丝炭分布于层面，局部含镜煤条带，属半暗型～半亮型煤。

(2) 显微煤岩组分

根据《内蒙古自治区准格尔煤田牛连沟地方煤矿详查最终地质报告》资料：矿区内号 6 煤层有机显微煤岩组分以丝质组和镜质组为主，丝质组含量为 48.3%，镜质组含量为 30.6%，稳定组含量为 5.1%，半镜质组含量为 1.1%；煤中矿物杂质以粘土组含量最高为 14.3%，碳酸盐组含量为 0.5%，硫化物组、氧化物组含量为 0。

3、变质程度

本区煤层的稳定组分以大小孢子为主。未发现低等植物的残迹，应属高等植物生成的腐植煤类。条带状丝炭化组分发育，反复出现，反映了成煤期间环境的频繁变动。虽然成煤期较早，属晚古生代煤田，但煤层埋藏不深，煤的变质程度较浅，且煤种单一，属于低变质烟煤。通过镜下鉴定，6 号煤层的镜煤平均最大反射率为 0.349%，根据“西安煤炭科学分院地质勘探研究所”1979 年提出的以镜煤最大反射率为划分煤变质阶段方案标准确定，区内 6 煤层的变质阶段为烟煤 I 阶段。

4、其它物理性质

a、视比重（ARD）：见表 1-3-3。

各煤层视密度值成果表

表 1-3-3

煤层号	6	8	9
视密度（t/m³）	1.40	1.50	1.45

b、透光率(P_m)：根据原报告资料：区内 6 煤层透光率一般在 80%~83%之间，平均为 82%；9 煤层透光率一般在 58%~88%之间，平均为 78%。

（二）化学性质、煤类

区内主采煤层的煤质特征详见表 1-3-4。

1、化学性质

（1）工业分析

① 水分（ M_{ad} ）

6 号煤层：原煤水分含量变化较大，一般波动在 2.25%~10.46%之间，平均为 6.31%；浮煤水分含量一般波动在 3.12%~8.42%之间，平均为 5.86%。

9 号煤层：原煤水分含量变化较大，一般波动在 1.69%~26.34%之间，平均为 7.02%；浮煤水分含量一般波动在 2.40%~13.26%之间，平均为 5.40%。

② 灰分（ A_d ）

6 号煤层：原煤灰分产率波动在 17.31%~35.83%，平均值为 24.55%。根据中华人民共和国国家标准(GB/T15224.1-2004)煤炭灰分分级：属低中灰~中高灰煤，平均为中灰煤。煤经洗选后，灰分普遍降低，

各煤层煤质一般特征表

表 1-3-4

项目 煤层号	工业分析（%）				全硫%	发热量（MJ/kg）			焦渣 型号
	M _{ad}		A _d	V _{daf}	S _{t,d}	Q _{b,d}	Q _{b,daf}	Q _{net,d}	
6	原	2.25-10.43 6.31(12)	17.31-35.83 24.55(12)	34.77-49.85 39.09(12)	0.30-1.09 0.64(3)	13.16-25.38 21.38(12)	19.95-31.24 28.10(12)	24.20(1)	2
	浮	3.12-8.42 5.86(10)	5.79-8.62 6.78(10)	33.17-41.43 37.99(10)	0.70-0.77 0.74(2)	28.79-30.36 29.85(4)	30.51-32.37 31.79(4)	28.67(1)	2-3
9	原	1.69-26.34 7.02(28)	20.35-39.85 28.98(28)	32.98-50.64 39.00(28)	0.28-2.86 1.38(7)	12.85-26.04 19.90(28)	19.80-31.31 27.66(28)	21.64-22.26 21.95(2)	1-3
	浮	2.40-13.26 5.40(22)	6.15-16.72 8.44(22)	35.37-42.94 37.59(22)	0.63-1.15 0.86(5)	28.94-30.14 29.50(11)	31.66-32.40 32.08(11)	28.31-28.90 28.61(2)	2-4

为 5.79%~8.62%之间，平均为 6.78%。

9 号煤层：原煤灰分产率波动在 20.35%~39.85%之间，平均为 28.98%。根据中华人民共和国国家标准（GB/T15224.1-2004）煤炭灰分分级：属中灰~中高灰煤，平均为中灰煤。煤经洗选后，灰分普遍降低，为 6.15%~16.72%之间，平均为 8.44%。

③ 挥发分（ V_{daf} ）

6 号煤层：原煤挥发分在 34.77%~49.85%之间，平均为 39.09%；浮煤挥发分为 33.17%~41.43%之间，平均为 37.99%。根据煤炭行业标准（MT/T849-2000）煤炭挥发分分级：属中高挥发分~高挥发分煤，平均为高挥发分煤。

9 号煤层：原煤挥发分在 32.98%~50.64%之间，平均为 39.00%；浮煤挥发分为 35.37%~42.94%之间，平均为 37.59%。根据煤炭行业标准（MT/T849-2000）煤炭挥发分分级：属中高挥发分~高挥发分煤，平均为高挥发分煤。

④ 发热量（ $Q_{net,d}$ ）

由于报告未测定原煤干基高位发热量（ $Q_{gr,d}$ ），仍用原煤干燥基低位发热量（ $Q_{net,d}$ ）评价其发热量指标。

6 号煤层原煤干燥基低位发热量（ $Q_{net,d}$ ）为 24.20MJ/kg，根据中华人民共和国国家标准(GB/T15224.3-1994)煤炭发热量分级：属高热值煤。

9 号煤层煤干燥基低位发热量（ $Q_{net,d}$ ）平均值为 28.61MJ/kg，根据中华人民共和国国家标准(GB/T15224.3-1994)煤炭发热量分级：属特高热值煤

（2） 有害元素

① 全硫 ($S_{t,d}$)

6 号煤层：原煤全硫含量在 0.30%~1.09%之间摆动，平均值为 0.64%。根据中华人民共和国国家标准(GB/T15224.2-2004)煤炭硫分分级：属特低硫~低中硫分煤，平均为低硫煤。煤经洗选后，硫分普遍降低，为 0.70%~0.77%之间，平均为 0.74%。

9 号煤层：原煤全硫含量在 0.39%~2.86%之间摆动，平均值为 1.38%。根据中华人民共和国国家标准(GB/T15224.2-2004)煤炭硫分分级：属特低硫分~中高硫分煤，平均为中硫煤。煤经洗选后，硫分普遍降低，为 0.63%~1.15%之间，平均为 0.86%。

② 磷 (P_d)

根据原报告资料：区内各煤层磷含量较低，变化稳定，磷含量平均值在 0.031%~0.041%之间，为低磷分煤。

(3) 气化性能

① 煤对二氧化碳反应性

6 煤层当试验温度在 950℃时煤对二氧化碳还原率才达到 34%，反应性较差。

② 结渣性

当炉栅截面流速为 0.2m/s 时，9 号煤层的结渣率是 8.9%，属强结渣煤。

3、煤 类

各煤层浮煤挥发分除个别点小于 37.0%以外，绝大部分样品大于 37.0%，平均值在 37.59%~37.99%之间，粘结指数为 0，透光率平均值在 78%~91%之间，焦渣特征为 2，根据 1986 年中国煤炭分类国家标

准（GB5751-86）确定本区煤为长焰煤(CY)。

七、煤质及工业用途评述

1、煤 质

(1) 区内可采 6、9 号煤层属中灰、高挥发灰分、低硫～中硫、低磷煤，煤类别牌号为长焰煤。

(2) 区内煤为高～特高热值煤。

(3) 煤对二氧化碳反应性较差。

(4) 属高软化温度灰煤。

(5) 属含油～富油煤

(6) 属含油煤。

2、煤的工业利用方向

煤中有害成分低，发热量高，是良好的民用及动力用煤。用于火力发电，各种工业锅炉使用，也可在建材工业，化学工业中做焙烧材料。

第四节 工程地质和水文地质特征

一、工程地质特征

本矿田未做专门的工程地质工作，矿田南部与召富煤矿相邻，现为露天开采，《生产地质报告》引用了召富煤矿的工程地质资料。

1、露天开采剥离物由黄土、岩石、煤组成。岩石自然状态单轴抗压强度以 $>15\text{MPa}$ 的硬岩为主，占基岩段的 96.2%，需爆破松动。黄土层强度低，无需松动爆破。

依据《煤、泥炭地质勘查规范》（DZ/T0215-2002）：露天开采剥离物勘查类型：松散层（黄土）为第一类，即松散岩类；基岩为第三类，即硬岩类。

2、露天开采边坡为混合类型边坡。黄土层岩性比较单一，基本不含水，不需要专门疏干，依据《煤泥、炭地质勘查规范》（DZ/T0215～20027）：松散层边坡为一类一型，即松散岩石类简单型；岩石及煤边坡岩性组合较简单，结构面不甚发育，产状平缓，未发现明显的较弱夹层，含水层富水性差、水头压力小、持水性弱、易疏干，依据《煤泥、炭地质勘查规范》，岩石及煤层边坡为二类一型，即半硬岩石类工程地质条件简单型。

影响边坡稳定性的主要工程地质问题是：雨季遇大雨、暴雨，窑沟流域汇集的洪水对矿田南部边坡产生附加应力，及大雨、暴雨引起的地下水位迅速上升，水力坡度增大，渗透速度加快，渗透压力聚增，将对边坡的稳定性构成威胁。

二、水文地质特征

（一）区域水文地质概况

准格尔煤田位于华北地台鄂尔多斯台向斜东北部，属陕、甘、宁、晋、蒙黄土高原的一部分，地貌具典型的黄土高原梁、峁特征，沟谷发育，地形复杂，地表植被稀疏，水土流失严重，生态环境脆弱。地形西北高，东南低，西北部塔哈拉川上游海拔标高 1366m，东南部壕米圪坨海拔标高 870m，比高 496m。

黄河流经煤田东缘，由北向南径流，是煤田周边的最大地表水体，为煤田的最低侵蚀基准面。贾窑圪旦南黄河水位标高为 968.53（1985 年 9 月实测）煤田及边缘除黄河外无长年性水流。较大沟谷如孔兑沟、十里长川、龙王沟在雨季（丰水期）有溪流，枯水季节无水。

本区属大陆性半干旱气候，冬季严寒，夏季酷热，昼夜温差大，年

平均气温 $5.3^{\circ}\text{C} \sim 7.6^{\circ}\text{C}$ ，最高温度为 39.5°C ，最低温度为 -24.3°C 。一般结冰期为每年十月至翌年四月，最大冻深 1.50m。降水量少，且多集中在 7、8、9 三个月，占年总降水量的 60%~70%。年总降水量 231mm~459mm，多年平均降水量 408mm，最大积雪厚 150mm，多年最大 24 小时平均降水量 53.1mm，一日最大降水量 96.5mm。年总蒸发度 1824.7mm~2204.6mm。

准格尔煤田总体构造轮廓为一东部隆起，西部拗陷，走向近 SN，向西倾斜的单斜构造，产状平缓，倾角一般 $<10^{\circ}$ 。在总体单斜构造轮廓下，发育有次一级构造，其以宽缓的褶皱为主，极少量落差不大的断层。地下水的储存、运动受总体构造形态及次一级宽缓褶皱的控制。

（二）矿区水文地质条件

1、岩性特征及含（隔）水性

将矿区各地层岩性及含（隔）水性特征由新至老分述如下：

（1）第四系全新统风积沙（ Q_4^{eol} ）：矿区内仅零星分布，一般在背风（东南）坡呈很小的新月形沙丘、沙梁。成分多为石英、燧石，厚度小。因受风力作用，位置不固定，透水而不含水。

（2）第四系全新统冲洪积层（ Q_4^{al+pl} ）：主要零星分布于窑沟，分布范围小、连续性差、厚 0~3m。岩性以中、细砂为主，夹砂砾石、卵石及淤泥。含孔隙潜水，因受厚度、分布面积的限制，富水性差。补给源为大气降水，潜水位季节变化幅度大，对矿床充水无影响。

（3）第四系上更新统马兰组（ Q_{3m} ）：黄土层，试验室定名为轻亚粘土。淡黄、褐黄色，粒度较均匀，以粉粒为主，垂直节理发育，局部含钙质结核，基本全区分布，2.80~108.00m，平均 32.78m；为透水不

含水层。

(4) 二叠系下统下石盒子组 (P_{lx})：基本全区分布，在沟谷的沟头见有零星出露。受后期剥蚀作用的影响，本区仅残存中下部，地层厚度 0~35.76m。钻探中钻井液消耗量大，为透水不含水层。

(5) 二叠系下统山西组 (P_{ls})：基本全区分布，在较大沟谷有出露，平均厚 39.86m。岩性由灰白色中、粗砂岩，浅灰及灰黑色砂质泥岩、泥岩，褐灰色粘土岩，煤层组成。砂岩以泥质胶结为主，分选中等，局部含砾，裂隙较发育。在钻探过程中钻至下部砂岩层，钻井液消耗量明显增大，甚至严重漏水至不返水。

该组地层含裂隙砂岩承压水，是开采 6 号煤的直接充水含水层，据原详终区钻孔抽水试验资料：水头埋深 54.71m~59.40m，水头标高 1077.29m~1091.27m，单位涌水量 0.00218 L/s.m~0.00232L/s.m，渗透系数 0.01728m/d~0.006926m/d，矿化度 0.470g/l~0.516g/L，pH 值 7.1~7.9。

由以上资料知：山西组裂隙砂岩含水岩组富水性差。

(6) 石炭系上统太原组上部 (C_2t^2)：全区分布，区内较大沟谷有出露，平均厚 57.76m，是本矿区的主要含煤地层。上部为灰白色粗砂岩，深灰、灰黑色砂质泥岩、泥岩，6 号煤；中下部为灰黑、深灰色砂质泥岩、泥岩夹灰白色砂岩，底部为灰白色粗砂岩，硅质胶结，较致密。

本组地层含裂隙砂岩承压水，是开采 9 号煤的直接充水含水层。据钻孔抽水试验资料：水头埋深 57.82~61.24m，水头标高 1065.68~1091.96m，单位涌水量 0.002005~0.00219L/s.m，渗透系数 0.004419~0.006278m/d，矿化度 0.499~0.516g/L，pH 值 7.3~7.9。

由以上资料知：太原组裂隙砂岩含水岩组富水性差。

山西组裂隙砂岩含水岩组与太原组裂隙砂岩含水岩组间有全区分布、层位稳定、厚度大的 6 号煤相隔，但受煤层风化的影响，二者有合二为一的趋势。

(7) 石炭系上统太原组下部 (C_{2t}^I)：全区分布，出露于各沟口，据钻孔揭露，平均厚 17.42m。岩性以深灰、灰色砂质泥岩、泥岩为主，夹浅灰色细砂岩透镜体。本组地层以泥岩类为主，厚度稳定，硬度大，岩体完整性好，裂隙不发育，是本矿区及全煤田稳定的良好隔水层。与下伏地层为不整合接触。

(8) 奥陶系中统马家沟组 (O_2)：全区分布、各沟沟口有出露，厚约 100m。岩性为灰黄、棕灰色泥质灰岩，豹皮灰岩。据钻孔穿该层的资料，未见溶洞，仅见少量裂隙。

(9) 寒武系上统炒米店组 (ϵ_3)：区内无出露，厚约 80m。上部为浅灰色、灰白色白云质灰岩及薄层泥灰岩，夹黄褐色中厚层竹叶状灰岩；中部为灰色泥灰岩及生物碎屑灰岩；下部为白云质灰岩，裂隙较发育。

(10) 寒武系中统张夏组 (ϵ_2)：区内无出露，厚约 80m。岩性为浅灰、灰色鲕状灰岩、生物碎屑灰岩、含泥质白云质灰岩，夹竹叶状灰岩、钙质粉砂岩，裂隙较发育。

(11) 寒武系下统馒头组 (ϵ_1)：区内无出露，厚约 30m，上部为紫、灰紫色含粉砂质泥岩、粘土质粉砂岩夹粉砂质白云岩；下部为肉红、灰白色细砾石英砂岩，泥质细粉砂岩，底部有 0.20m 左右暗紫色含砾石英砂岩。致密，不含水。

2、地质构造、地表水、地下水之间的关系

准格尔煤田总体构造轮廓控制着地下水的储存、富集、运动。走向近南北、东部隆起、西部拗陷，向西倾斜的单斜构造决定了地下水总的运动趋势为由东向西。总体的单斜及其间发育的幅度较小的宽缓褶皱形不成良好储水构造，不易形成地下水的富集带，仅对地下水运动方向有所影响。

矿区内构造简单，产状平缓，大部分地段倾角小于 5° ，局部地段受后脑包湾向斜的影响，倾角达 10° 左右。构造对矿床充水无影响。

黄河流径矿区的东缘，距矿区东部边界约 2km。在矿区周边地段，黄河河床坡度大，下切侵蚀作用强烈，河谷狭窄。黄河河床地层全部为寒武、奥陶系，与石炭、二叠系地层未直接接触。准格尔煤田的众多生产窑及黑岱沟露天矿，矿坑涌水量均较小，从未发生过底板突涌水现象。可见寒武、奥陶系灰岩岩溶承压水与煤系地层含水岩组无水力联系。黄河是排泄东岸寒武、奥陶系地下水及煤田内地表水的天然场所，同时亦是西岸寒武、奥陶系含水层的补给源之一，与煤系地层含水岩组无水力联系。

小鱼沟有季节性溪流，流量变化大，常有断流。雨季水大，遇大到暴雨时汇集地表表流形成洪水，流量较大，但时间短暂，全年大部分时间无水。

综上：本矿区构造简单，构造对矿床充水无影响，矿区内无常年地表水体，黄河是矿区周边最大且唯一的地表水体，其与煤层直接充水含水层无水力联系，是排泄地表水的天然场所，为本矿区及全煤田的最低侵蚀基准面。

3、矿区水文地质勘查类型及复杂程度

本矿区主要可采煤层 6、9 号煤的直接充水含水岩组分别为山西组裂隙砂岩含水岩组、太原组裂隙砂岩含水岩组。各含水岩组的岩性由不同粒度的砂岩（细砂岩及以上砂岩）组成，其不同程度地发育有裂隙，充水空间较发育，连通性较好。山西组裂隙砂岩含水岩组顶部普遍有 1～2 层泥岩、粘土岩、砂质泥岩为隔水层与上覆地层相隔。下石盒子组的砂质泥岩、泥岩段亦为较好的隔水层，对阻隔大气降水渗入补给直接充水含水岩组起着良好作用。二直接充水含水岩组间有全矿区稳定分布，厚度大的 6 号煤相隔，但由于煤层风化，使局部地段的隔水性差，二含水岩组有相互连通的趋势。各直接充水含水岩组补给源为，大气降水通过煤系地层露头或隐覆于黄土层之下的露头补给，补给区面积小，分布不集中，降水量少，决定了补给量有限，富水性差。

煤系之下的寒武、奥陶系灰岩、白云岩岩溶裂隙发育极不均匀，富水性差异极大。据区域资料，本矿区寒武、奥陶系岩溶裂隙承压水头标高 860m～880m。全区 6、9 号煤底板最低标高 1023m，即全部位于寒武、奥陶系岩溶裂隙承压水头标高（880m）之上，开采过程中不受寒武、奥陶系岩溶裂隙承压水的威胁。

黄河虽流经矿区东缘，但其仅与寒武、奥陶系地层有水力联系，与煤系地层无水力联系，是排泄区内地表汇水的天然场所。其排泄东岸（河东）寒武、奥陶系地下水，补给西岸（河西）寒武、奥陶系地下水。全区 6、9 号煤开采最低标高 1023m，即全部位于黄河水位标高（贾窑圪旦南 1985 年 9 月实测黄河水位标高 968.53m）之上。

综上：本矿区开采煤层的直接充水含水岩组为：裂隙砂岩充水（单位涌水量 $<1\text{L/s}\cdot\text{m}$ ），且易疏干，水文地质条件简单类型，即二类一型。

4、生产小窑水文地质特征

原报告调查小窑 19 个。据当时调查结果，大部分生产小窑无水，仅个别小窑有裂隙水渗出，最大的为永成一号井，排水量为 46m³/d。

5、矿床充水水源、通道

矿区构造简单，其间发育有次一级波状起伏。构造对地下水的储存、富集及各含水岩组间的连通无影响，在采矿过程中，地下水不会通过构造导水通道进入矿坑。

三、瓦斯、煤尘和煤的自然及放射性

生产地质报告未作瓦斯、煤尘、煤的自然测试，根据邻区煤矿测试资料对本矿田瓦斯、煤尘、煤的自然作简单评述（参考，生产前应完成各项的检测检验工作）。

1、瓦 斯

瓦斯样测定结果见表 1-4-1。

瓦斯成分及含量测定结果表

表 1-4-1

项目 煤层号	瓦斯含量（ml/g）		自然瓦斯成分（%）		
	CH ₄	CO ₂	CH ₄	CO ₂	N ₂
6	0~0.01 0.005（4）	0.01~0.22 0.06（4）	0~2.24 0.56(4)	2.08~11.77 8.36（4）	91.09（4）
9	0（1）	0.18（1）	0（1）	16.12（1）	83.88（1）

从表 1-4-1 可知，各煤层瓦斯成分甲烷（CH₄）为 0~2.24%，二氧化碳为 2.08%~16.12%，氮气为 83.88%~97.92%，属二氧化碳~氮气带。

过去小煤窑生产多靠自然通风，有的采用明火照明，本地区多年来未发生过井下瓦斯爆炸事故，可说明煤层浅部瓦斯含量不高。

2、煤 尘

根据邻区资料，各煤层火焰长度为 145mm～>400mm，抑止煤尘爆炸最低岩粉填加量 60％～80％，说明煤具有煤尘爆炸的危险性。各煤层煤尘爆炸性鉴定结果见表 1-4-2。

煤尘爆炸性鉴定结果表

表 1-4-2

煤层号	火焰长度（mm）	抑止煤尘爆炸最低岩粉量（％）	爆炸性结论
6	145～>400 315(3)	60～80 70(3)	有 爆 炸
9	190(1)	80(1)	有 爆 炸

3、煤的自燃

根据邻区资料，本区煤为很易自燃煤，测定结果见表 1-4-3。

燃 点 测 定 结 果 表

表 1-4-3

煤层号	挥发分 V _{daf} （％）	还原样着 火点（℃）	氧化样着 火点（℃）	△T ₀ （℃）	自燃倾向等级
6 号上段	40.24	360	308	52	很易自燃
6 号下段	41.11	355	298	57	很易自燃

4、放射性

根据钻孔自然伽玛测井曲线分析，本区未见放射性异常。

5、地 温

本区地温变化不大，未发现高温异常，属于地温正常区。

第五节 煤田勘查程度及资源条件评价

一、煤田勘查程度评价

本次设计主要依据 2011 年 3 月内蒙古义民资源勘查与环境检测有限责任公司编制的《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》及与其对应的《评审报告书》（内煤专委字【2011】025 号）。该地质报告查明了区内地层层序、含煤岩层、地层的含煤性、矿田构造；查明煤的物理、化学性质及煤类及工业用途；查明矿田水文地质、工程地质及环境地质特征；矿田构造复杂程度为简单类型，矿田的水文地质条件为简单类型，工程地质条件为中等型。

《报告》在充分利用以往地质勘查成果的基础上，进行了探采对比，对核实报告所利用的资料重新进行了统计、评审及评价，并对本矿及周边煤矿进行了调查，成果基本完整。在储量计算时煤层最低可采厚度为 1.5m，大于露天矿最低可采厚度 1.0m 的规范要求，因此矿田内的保有煤量应该大于《生产地质报告》储量数据，提升了露天开采储量可靠性，对今后生产极为有利。

综上所述，报告的勘查程度为详查程度，基本可以满足本次设计的需要。

二、存在的问题

1、《报告》中未提供各煤层等厚线、剥采比等值线图，部分地段煤层赋存情况与实际略有出入，建议在生产前补充勘探，以进一步核实；同时加密控制煤层的变化钻孔，尤其是首采区初始拉沟位置处，以保证矿山的安全开采。

2、《报告》缺少详细的边坡工程地质资料，建议煤矿在今后生产

过程中采集煤层顶底板岩样进行测试，便于合理确定最终帮坡角，防止滑坡事故发生。

3、《报告》未介绍原井工采空区有无老塘积水、有无瓦斯积聚、有无高温异常等情况，建议煤矿在生产前加强探测来确定这些影响因素的具体分布情况，以采取有效的防范措施。

4、鉴于本矿周边有高岭土矿区分布，而矿田内是否分布有可采性的有益矿产资源，建议煤矿委托有资质的部门补充进行“有益矿产”的专项勘查工作，以便科学的、合理的确定适合的方法回收该部分资源。

第六节 外部建设条件

一、外部建设条件

1、电 源

本矿双路电源一回以 10kV 架空线路引自纳林沟 110kV 变电站，距离 10km；另一回以 10kV 架空线路引自唐公塔 110kV 变电站，距离 15km，导线均为 LGJ-150。

煤矿已经取得薛家湾供电局的用电复函，见附录。

2、水 源

由内蒙古科源水务公司供给，由窑沟水源地通过加压泵站及煤矿自建的供水管路向全盈煤矿蓄水池供水。可满足职工生活的饮用水。煤矿生产用水由露天坑内集水排到地面经处理后复用，不足部分由生活用水补充。

煤矿已和水务公司签订有《供用水合同》，见附录。

3、道 路

矿区至准格尔旗政府所在地薛家湾镇约 15km，有当地运煤公路（玻

璃圪旦—扶贫煤矿柏油路)相通;薛家湾目前已有的交通网可满足本矿外部运输的需要。

4、通 讯

有线、无线通讯已全面覆盖矿区。薛家湾镇通讯设施相当完备,移动、网通及计算机宽带设施齐全,矿区通讯可直接从薛家湾镇接入。

5、材料供应

矿区所需各种建筑材料皆可由薛家湾镇直接就近供给。

6、社会化服务

本矿所在地区为准格尔旗薛家湾附近,所处地理位置及外部条件优越,有完备的矿山配套设施,及丰富的露天矿管理能力,可以将其作为本矿田开发的依托

二、外部建设条件综合评价

特弘全盈露天矿所处地理位置及外部条件优越,水、电、路等项事宜基本落实,周边煤矿较多可作为支撑,又有良好的煤炭销售市场,为露天矿建设提供了良好条件,完全满足露天矿开发建设的要求。

第二章 采掘场与排土场边坡稳定

第一节 矿田工程地质条件

一、地面工程地质条件

1、特弘全盈矿田为半掩盖区，第三系红土及第四系黄土厚度大，含水微弱或不含水，固结性差。在沟深壁陡处，因黄土垂直节理很发育，多沿节理面产生崩落现象，形成黄土卡斯特地形及滑坡。

2、因受新构造运动影响时处于上升阶段，故冲沟纵横交错非常发育，地形高差及坡度也大。沟谷多为“V”字型，沟深、壁陡、冲刷剧烈，因而使地形非常破碎，水土流失严重。

3、因受流水作用及重力影响，红土层遇水后，浸水性很强，在沟谷两侧或沟掌易形成滑坡。

二、岩石物理、力学性质概况

《生产地质报告》编制时未进行过地质勘探工作，《报告》参考了与之相连的召富露天煤矿勘探成果资料，岩石物理力学性质概况见表2-1-1。

岩石物理力学性质统计表

表 2-1-1

岩性 指标	中砂岩	细砂岩	粉砂岩	砂质 泥岩
真密度（kg/m³）	2607	2502-2650 2587	2450-2632 2568	2482-2647 2572
天然容重 （kg/m³）	2290	2081-2368 2234	2146-2344 2272	2238-2493 2323
抗压强度（MPa）	58.7	13.1-90.9 33.6	29.5-54.1 42.8	22.9-50.6 33.2
抗拉强度（MPa）	1.87	1.04-5.28 2.38	1.04-3.32 2.04	0.93-2.90 1.67
弹模×10 ⁴ （MPa）	1.60	1.04-6.93 3.32	1.99-3.69 2.84	1.35-8.31 3.67
泊桑比	0.23	0.13-0.24 0.18	0.16-0.20 0.18	0.11-0.25 0.18
内摩擦角（°）	35° 56′	34° 19′ -40° 17′ 37° 52′	23° 43′ -36° 13′ 29° 43′	25° 06′ -39° 10′ 34° 28′
凝聚力（MPa）	3.2	2.0-13.3 4.8	4.4-5.4 4.9	3.1-9.1 5.58
孔隙率（%）	12.54	8.96-24.15 14.99	10.73-16.3 14.01	5.22-5.36 11.10
软化系数				0.21-0.85 0.59

三、露天开采时煤层及剥离物强度特征

1、剥离物强度等级划分原则

按自然状态单轴抗压强度值（R）分为 5 级 3 类，即极软级：R≤6MPa；软级：6MPa<R≤15MPa；较软级：15MPa<R≤30MPa；中硬级：30MPa<R≤60MPa；硬级：R>60MPa。R≤30MPa 为软岩类；30MPa<R≤60MPa 为半坚硬岩类；R>60MPa 为硬岩类。

2、煤层顶板以上岩石强度等级含量

本区松散层为黄土，根据区内钻孔统计，厚 2.82~108.00m 平均 31.7m，未固结。基岩段自然状态单轴抗压强度 6<R≤15Mpa 的占基岩层段的 3.8%，岩性为细砂岩；15MPa<R≤30Mpa 的占基岩层段的 19.2%，岩性为砂质泥岩、细砂岩；30MPa<R≤60MPa 占基岩层段的

73.2%，岩性为细砂岩、粉砂岩、砂质泥岩； $R > 60\text{MPa}$ 占基岩层段的 3.8%，岩性为细砂岩。

3、露天剥离物强度分析及剥离物勘查类型

露天剥离物由松散层、岩石组成。松散层强度低，不需爆破。岩石自然状态单轴抗压强度以 $> 15\text{MPa}$ 的为主，占 96.2%，需爆破松动。

依据《煤、泥炭地质勘查规范》（DZ/T0215-2002），露天开采剥离物勘查类型松散层(黄土)为第一类即松散岩类，基岩为第三类即硬岩类。

四、边坡工程地质条件分析

1、边坡岩性特征

露天边坡为土、岩、煤混合型边坡。边坡以砂岩类（中、细、粉砂岩）为主，占 48%；泥岩类（泥岩、砂质泥岩、炭质泥岩）占 23%；煤占 18%；黄土占 11%。

2、岩石强度特征

岩石强度概况见表 2-1-1。

3、岩石抗剪强度特征

《生产地质报告》参考了召富煤矿勘探成果资料，抗剪强度测试结果（试验方法均为变角剪切试验）见表 2-1-2。

岩石抗剪强度统计表

表 2-1-2

岩性	真密度 (kg/m³)	天然容重 (kg/m³)	内摩擦角 (度、分)	凝聚力 (MPa)
	最小—最大 平 均	最小—最大 平 均	最小—最大 平 均	最小—最大 平 均
中砂岩	2607	2290	35° 56′	3.2
细砂岩	2502~2650 2587	2081~2368 2234	34° 19′ ~40° 17′ 37° 52′	2.0~13.3 4.8
粉砂岩	2450~2632 2568	2146~2344 2272	23° 43′ ~36° 13′ 29° 43′	4.4~5.4 4.9
砂质泥岩	2482~2647 2572	2238~2493 2323	25° 06′ ~39° 10′ 34° 28′	3.1~9.1 5.58

4、边坡稳定性分析

(1) 岩石因素

根据岩样孔样品测试结果统计，煤层顶板以上基岩段，自然状态单轴抗压强度以大于 30MPa 的为主，占 77%； 6<R≤15MPa 的占 3.8%； 15<R≤30Mpa 的占 19.2%。经分析:影响岩石强度的主要因素是节理、裂隙发育程度、胶结构成份及胶结类型。总体规律为:钙质胶结岩石强度普遍大于泥质胶结岩石强度,基底式胶结类型岩石强度均大于孔隙、接触式胶结类型岩石。

煤层亦是边坡的组成部分，据准格尔煤田资料，其自然状态单轴抗压强度普遍小于 15MPa，内、外生裂隙发育。煤层有自燃现象，煤层自燃后强度降低，影响边坡的稳定。

风化煤亦是边坡的组成部分，其真密度 1297kg/m³，天然容重 1166 kg/m³，自然状态单轴抗压强度 4.8 MPa，内摩擦角 32° ，凝聚力 19.6 Kpa。黑岱沟矿区与本区同属准格尔煤田，位于本区南界南约 10km。煤层风化现象及风化煤的岩性特征与本区一致，其成果可作为本区边坡稳

定性设计中风化煤岩体的特征值。

(2) 地质构造因素

本区构造较简单，为总体走向 NNE，倾向 NWW，倾角 $<5^{\circ}$ 的单斜，其间发育极宽缓的褶皱，在本区南界边缘见有一延伸不足 1km，走向 NE，倾向 SE，倾角 47° ，落差 40m 的正断层外，未见断层，因该断层部位属于三采区的煤层露头，工作帮很低，对边坡稳定无影响。岩体总体完整性较好，也未发现影响边坡稳定的软弱夹层与构造破碎带。

(3) 水文地质因素

露天矿田的充水含水层：含水微，富水性弱，补给源为大气降水，水头压力小，水文地质条件简单。在正常情况下对边坡稳定无影响。影响边坡稳定的重要水文地质因素是遇大雨、暴雨时窑沟流域汇集的洪水对矿田南部边帮将产生附加应力；本区处于区域太原组、山西组含水岩组的补给区，降水迅速补给地下水，水位急剧抬升，使向采场充水含水层的水力坡度增大、渗透速度加快、渗透压力骤增；边坡岩体裂隙内因储水量骤增，而使自重应力增大；采场汇水范围内地表坡度大，汇集降水形成的表流对边坡产生冲刷；在上述因素的影响下易造成边坡局部地段失稳，故应加强采场内及周边的雨季防排水工作。

(4) 水文地质特征

露天矿地下水充水含水层富水性弱、水头压力低、持水性差；补给来源贫乏，涌水量很小，以静储量为主，地下水位很深；属以裂隙岩充水为主的水文地质条件简单类型。

第二节 采掘场边坡稳定

一、采掘场最终边坡选取

根据矿田的煤层赋存条件，初步设计将露天矿的划为独立的三个采区，由南向北依次排列，南部为首采区，中部为二采区，北部为三采区。由于工作帮处于生产状态，一般边坡角很小，无危险，只是生产终了时具有一定的危险性。非工作帮随着推进及内排土场的建立，将被内排剥离物掩埋，形成和掩埋处于循环状态，此时的边坡稳定与非工作帮的暴露时间及环境有关。另外地层的倾角一般在 5° 左右，对边坡的不利因素比较小。

依据《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》及现场调研，地质报告中未将采场边坡进行工程地质分区，设计通过对整个矿田的岩性、地质构造和水文地质的了解，其地质条件基本相同，只是开采深度不同而已。首采区、二采区最终边坡高度均为 160m；三采区最终边坡高度 120m；根据露天矿采场的布置情况，为了保证露天矿边坡的安全可靠性，初步设计选择首采区西部端帮进行典型性分析，计算得出边坡稳定角作为露天矿的统一边坡角。

二、计算方法

1、滑坡模式

采掘场边坡地层的构成，其上部主要由黄土及次生黄土组成，下部主要由砂岩、粉砂岩、泥岩、砂质粘土岩和煤层等组成；岩石质量较差，岩体完整性、稳固性也较差。煤层顶底板岩石的力学强度很低，均为软弱岩石，遇水软化变形，甚至崩解破坏。该矿地质条件较为简单，含煤地层沿走向、倾向产状变化不大，地层产状接近水平，未发现大的褶皱和断层，再结合设计确定的煤、岩台阶坡面角，设计认为该矿滑坡模式可能为张裂缝—圆弧型滑坡。滑坡模式见图 2-2-1。

2、计算方法

根据生产地质报告，本矿地层内含水量极小、富水性弱，对边坡稳定影响很小，故计算未考虑对滑坡体产生的水力推压力矩和水力浮托力。计算方法采用简化 Bishop 法对其进行稳定性分析，同时选用 Morgenstern-Price 法进行检验。

数学模型如图 2-2-1。

计算数学模型为：

$$F = \frac{\sum X / (1 + Y / F)}{\sum \tau_i \cdot \Delta X_i}$$

式中： $X = [C_i + (rh_i - r_w h_{wi}) \tan \phi_i] \Delta X_i / \cos \alpha_i$

$$Y = \tan \alpha_i \cdot \tan \phi_i$$

$$Z = rh_i \Delta X_i \cdot \sin \alpha_i$$

$$Q = \frac{1}{\gamma} r_w \cdot Z^2 \cdot a / R$$

必须满足条件：

$$(1) \quad \sigma' = \frac{rh_i - r_w \cdot h_{wi} - c' \tan \alpha_i / F}{1 + Y / F} > 0$$

$$(2) \quad (1 + Y / F) \cos \alpha_i > 0.2$$

式中： F ——稳定系数；

C_i ——瞬时粘结力；

r ——岩石容重；

h_i ——条块高度；

r_w ——水容重；

h_{wi} ——水位高；

ϕ_i ——瞬时内摩擦角；

ΔX_i ——条块宽度；

α_i ——条块底面倾角；

Q ——张裂隙水的水平作用力；

σ' ——有效正压力。

3、求最危险滑落面方法

求最危险滑落面，也是求稳定系数最小值，其方法是连续变换张裂缝的位置和变换圆心（即圆弧半径），求出一系列滑落面及相应的稳定系数，从中找出接近最小值的某种规律，从而“接近最小值”，便以此定为该剖面（对应边坡体高度和边坡角）的稳定系数。边坡稳定性分析选取的剖面位置见图 2-2-2。

4、计算结果

经计算，当露天矿首采区、二采区最大边坡高度 160m，最终边坡角取 35°时，稳定系数为 1.252；当三采区最大边坡高度 120m，最终边坡角取 35°时，稳定系数为 1.271；满足设计规范的要求。因此，设计确定露天矿边坡角统一取 35°。采掘场边坡高度、边坡角度与稳定系数的关系见图 2-2-3。

采空区位置边坡处理：本矿区经过多年井工开采，有大面积采空区，虽然《生产地质报告》给出了一定范围，但很无规律，为了避免采空区对边坡稳定造成影响，当边坡底部出现采空区时，建议生产单位预先加大上部保安平台和运输平台宽度，将最终边坡角降低一度。

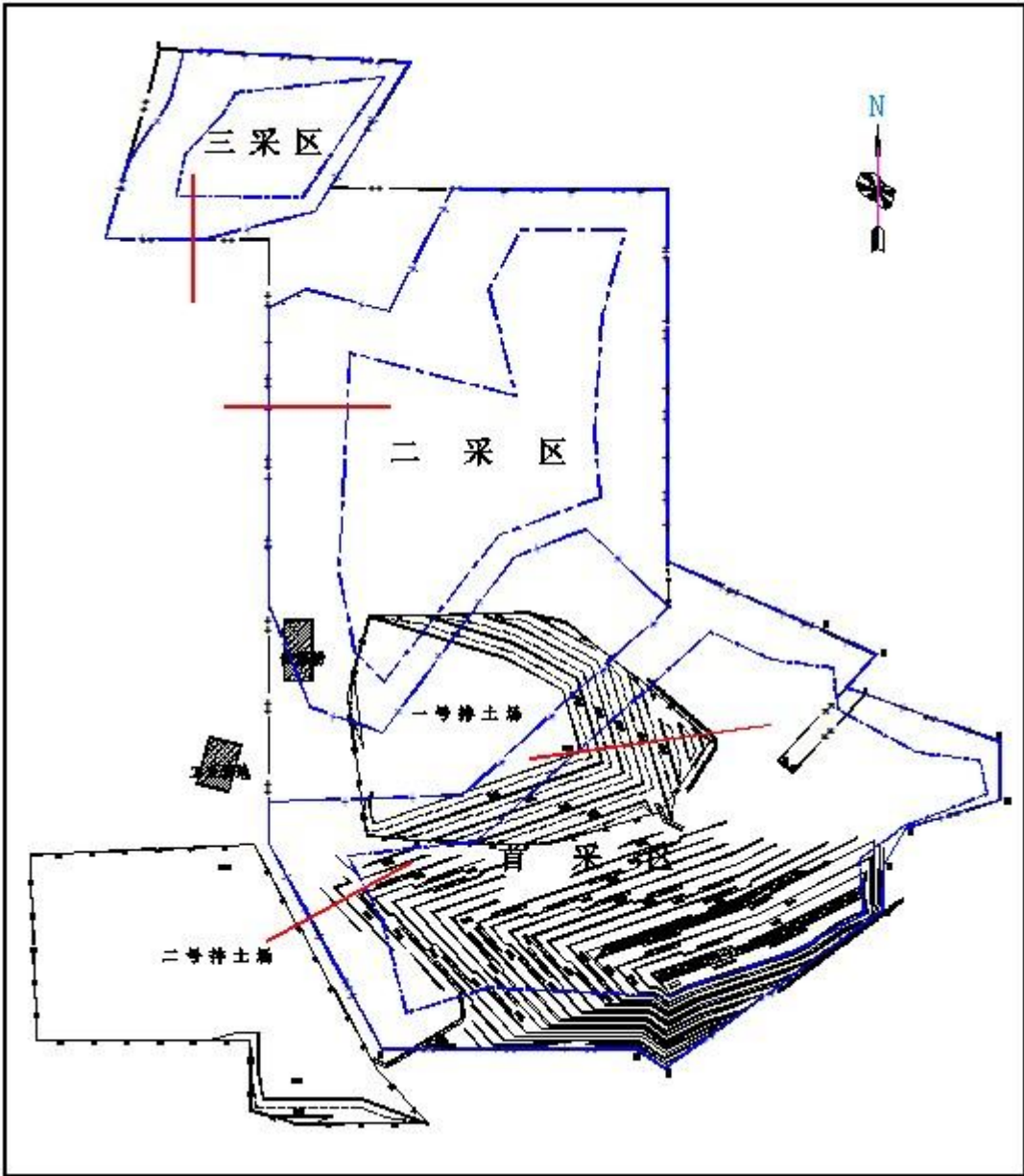


图 2-2-2

三、台阶坡面角的估算

根据现场实地调查，以及邻近矿山——召富露天矿的生产实际经验，结合本矿地质条件，及台阶设计高度、开采工艺等因素，确定本矿表土台阶工作坡面角为 65°，煤、岩台阶坡面角均为 70°。

露天矿的端帮一般保留稍长时间，为了保证端帮边坡安全，运输平盘宽度不小于 15m，保安平盘宽度不小于 5m。

第三节 排土场边坡稳定

一、内、外排土场基底及排弃物料概述

修改设计后外排土场分两处布置，一号排土场位于露天矿首采区北部沟谷处，压煤排弃，后期需重复剥离，故前期未考虑排土场与采场的安全距离留设；二号排土场位于矿田外西南部的沟谷处，作为后期达产时使用，目前此处无矿权设置。

设计的两个外排土场的基地均由第四系（Q）覆盖层黄土、次生黄土以及第三纪黄土组成，但厚度不大，局部地段因剥蚀出露部分基岩，基础稳固，局部基底虽然有冲沟但较稳定，对排土场边坡稳定影响小，但应防止西部沟壑雨季洪水对排土场的冲刷影响。

露天矿排弃物料由表层黄土、各种泥岩与砂岩的混合物所组成。大部分为砂岩和泥岩，占有剥离物的 71%。

内排土场位于 9 号煤层底板以上，基底为砂岩和泥岩，基本呈水平状态，非常稳固。内排土场排弃物料与外排土场相同，一般按台阶和地层顺序依次排放，只有局部存在混排现象。在加强坑内排水的情况下，基底基本不受地下涌水的影响，但受大气降水的影响，认为有残余水存在。

二、稳定计算指标的选取

由于内排土场的基底稳固，地层倾角为近水平，相对外排土场条件较好，因此，排土场的边坡稳定性验算主要以外排土场的最终边坡为验证对象。

外排土场初始排弃的物料较为松散，随时间的推移物料逐渐压实重塑，稳定计算指标取土岩混合后的松散系数为 1.10，内摩擦角为 21° ，

凝聚力 0.01MPa，容重 1.58 t/m³。

三、预想滑动面及计算方法的选择

排土场边坡体是由黄土和岩石混合物料排弃而成，分层排弃的黄土和岩石，在顺台阶坡面上分层不明显，松散体又经压实产生再生凝聚力，所以滑坡破坏模式也是上部垂直裂缝，下部呈圆弧面滑落，如果基底不稳定，还将牵动基底隆起或基底顺层滑坡。滑坡模式见图 2-3-1。

计算方法采用 Bishop 法计算。计算公式及参数意义见采掘场边坡稳定计算一节。

四、排土场的最终边坡角确定

经计算，外排土场（一号）最大排弃高度 160m，边坡角 20°，稳定系数为 1.28。内排土场排弃高度为 120m，边坡角 20°，稳定系数为 1.27。设计所取用的边坡角满足露天矿排土场边坡的稳定性要求。

第四节 边坡稳定的技术措施

1、完善采掘场、排土场周边防排水体系

(1) 首先要在采掘场地表来水方向建立地面防水设施，防止雨季地表洪水渗入露天矿各工作帮和非工作帮，坑内移动排水设施要保持完好，随时可以开动，并有备用设备，能够及时排除地下涌水和雨季汇水，避免对采掘场边坡基底的长时间浸润，避免雨季洪水渗入内排土场基底。

(2) 在外排土场未建立之前，排土场周边的排水系统必须尽早建成。另外，在初始排弃时，基底尽量排弃块大的、坚硬的、遇水不易泥化的物料，尽量不要破坏原有的迳流条件，保持基底排泄畅通。

2、依据剥离物的强度调整排弃顺序

内、外排土场排土时，要将坚硬物料排在边坡的下部，排土场中部可适当排弃一些强度低的物料，而周边对边坡稳定要求较高的部位则必须排弃一些强度较高的物料。

3、加强内排土场基底管理

(1) 在内排土场基底应尽量排弃块大的、坚硬的、遇水不易泥化的物料，并保持其连续性，以尽量将排土场内部的积水排出；

(2) 必要时对基底做麻面防滑处理，既有利于排水流畅又增大基底与物料摩擦力，确保内排土场边坡稳定；

(3) 必要时在煤层底板设置“鱼刺状”的排水沟和集水沟，沟内设滤水管或盲沟形成沿内排土场底部的排水系统，及时将内排土场底部的水排出。

4、控制雨水、地下水渗入内排土场底部的措施

(1) 建议在排土场达到最终位置的平盘和坡面铺设一层不透水的粘土或来源方便的替代物用压路机压实，形成防渗层，在其上再铺一层土壤，绿化植被；

(2) 在内排土时沿端帮境界排弃 10m 宽的隔水墙，减少地下水的渗入。

5、在边坡形成期间和形成之后，应定期监测外排土场边坡的位移变形情况，当发现某一部位变形异常，应提高监测频度，并制定相应的治理措施，避免造成更大的损失。

6、在实际生产过程中，应加强生产工程地质勘探，边坡地表、地下监测，加强地下水位监测控制，如有异常立即采取工程措施。

7、编制较完善的滑坡灾害应急抢救预案。

8、严格控制爆破量。不正确的生产爆破，会引起临近爆源的边坡岩体破坏，如台阶顶部龟裂，表层岩体松动，甚至局部边坡崩落；对到界边坡稳定性的影响尤为严重。露天矿山应采用各种爆破减震技术，减少对最终边坡和台阶的不良影响，从而提高边坡稳定性。

第五节 边坡监测

露天矿边坡的稳定性是关系露天矿安全与生产的极其重要因素，是矿山开采设计和生产过程中首先遇到并应解决的安全技术问题。如果边坡发生破坏，不仅会影响露天矿的生产，甚至会造成人员伤亡和设备损毁，因此，露天矿边坡稳定性研究工作而应贯穿于该露天矿的勘探、设计、生产全过程。通过研究对露天矿边坡加强管理，防止边坡破坏与大量变形，而这些都是需要通过露天矿边坡监测来进行的。

一、边坡稳定的监测措施

露天矿边坡监测技术大致可分为位移监测、岩体破裂监测、水的监测和巡检四个主要类型，其中最主要的是位移监测。位移监测主要是通过对边坡地表和内部的重要部分岩体在不同情况下所产生的位移量和位移方向的动态变化，来确定边坡的变形模式及可能存在的滑面位置。位移监测其主要分为三个方面。

1、地面位移监测

地面岩移监测。在矿坑周边地面建立岩移观测点，实施定期观测，及时掌握边坡动态。

采场内平盘岩移监测。在矿坑主要工作平盘上布置观测点，与地面观测点一起构成网状分布，定期进行观测，随时掌握岩移情况。

重点部位临时岩移监测。对重点部位设置临时观测点，按周期进行

观测，监视局部变形，及时做出变形或滑坡预报。

2、深部位移监测

为了掌握深部岩体的变形动态，建立地下岩体位移变形监测孔。钻机成孔后，在孔内安装有刻槽滑道的聚乙烯管，用移动式测斜仪进行定期监测，从而实现对深部岩体变形动态的观测，并及时做出变形预测。

3、人工监控

配合地面岩移监测，安排专业人员分区域进行巡视，查看地表裂隙或建筑物的变形状况，以便随时发现变形异常情况，并及时采取对策。

结合本矿实际，主要采用地面位移监测。

二、监测网的建立及监测设备的选择

1、监测网的建立

监测网的布置形式可分为正方格网、任意方格网、十字交叉网、射线网和基线交点网等 5 种。采用何种监测网要根据观测区的地形条件确定。

监测网的形成应不但在平面上，更重要的应体现在空间上的展开布置，监测网的形成可能是一次完成，也可分阶段按不同时期和不同的要求形成。主滑面和可能滑动面上、地质分层及界限面，不同风化带上都应有测点，可能形成的滑动带，重点监测部位和可疑点需加深加密布点。这样可以使监测工作在不同阶段做到有的放矢，在边坡工程监测的过程中，监测方案必须随时调整，使能有效地监测边坡工程的岩土变形的动态变化和发展趋势，具体了解和掌握其演变过程，及时捕捉崩滑灾害的特征信息，预报崩滑险情，防灾于未然，同时为危岩的稳定性评价和防治提供可靠依据。

结合本矿实际，设计推荐的监测网监测线距 200m，点距 30~50m。

2、监测设备

监测设备包括地表变形监测设备、边坡应力监测设备和地下水监测设备等。

结合本矿生产服务年限，设计确定本露天矿的监测设备为地表变形监测设备，主要为全站仪和 GPS 布点监测等。

3、监测周期

本露天矿属中等规模的露天矿，服务年限接近二十年，边坡的监测要严格按煤炭工业露天矿安全规范规定的监测周期进行。

第三章 矿田境界及储量

第一节 矿田境界及资源/储量

一、矿田境界

根据内蒙古自治区国土资源厅 2013 年 3 月 29 日延续的《采矿许可证》，矿区范围由 20 个拐点圈定，矿区面积 6.006km²，批准开采标高为 1120m～1023m，各拐点坐标见表 3-1-1。

全盈煤矿矿区范围拐点坐标表

表 3-1-1

拐点 编号	80 西安坐标系		拐点 编号	80 西安坐标系	
	X	Y		X	Y
1	4421063.37	37531629.17	11	4418353.34	37534659.19
2	4421013.36	37532529.18	12	4418253.34	37534324.19
3	4420560.36	37532239.17	13	4418118.34	37534239.19
4	4420553.36	37533459.18	14	4417953.34	37534234.19
5	4419213.35	37533459.18	15	4417383.34	37533449.18
6	4418878.35	37534214.19	16	4417453.34	37533349.18
7	4418493.34	37533859.18	17	4417453.34	37532429.17
8	4418453.34	37533909.18	18	4418193.34	37532019.17
9	4418733.35	37534174.19	19	4420373.36	37532019.17
10	4418563.34	37534659.19	20	4420378.36	37531429.17

二、资源/储量

依据《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》，截止 2011 年 1 月 31 日，全盈煤矿矿田范围内查明的资源储量共 4103×10⁴t，其中：保有资源/储量 3103×10⁴t，消耗资源/储量 1000×10⁴t，之后煤矿

一直未开工建设，原有储量未有采动。其储量构成具体见表 3-1-2。

全盈煤矿矿田范围内资源储量估算结果表

表 3-1-2

单位: 10⁴t

矿产种类	煤层号	资源储量（万吨）			
		资源储量类型编码	查明资源量	消耗资源量	保有资源量
煤	6	121b	312	312	0
		122b	41	38	3
		333	864	205	659
		Σ	1217	555	662
	8	333	88	0	88
	9 ^上	333	33	0	33
	9	121b	1042	359	683
		122b	292	0	292
		333	1462	86	1376
		Σ	2796	445	2351
	合计	121b	1354	671	683
		122b	333	38	295
		333	2447	291	2156
		Σ	4134	1000	3134

注：121b：探明的经济基础储量；122b：控制的经济基础储量；333：推断的内蕴经济资源量。

第二节 开采境界

- 一、露天矿境界圈定的依据、原则与影响因素
- 1、内蒙古自治区国土资源厅 2013 年 3 月颁发的《采矿许可证》；

2、内蒙古自治区煤炭工业局关于《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告的批复》（内煤局字【2011】263 号）；

3、内蒙古自治区煤炭工业专家技术咨询委员会关于《内蒙古特弘

设置格式[Administrator]: 字体: （默认）宋体, （中文）宋体

全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》的评审报告（内煤专委字【2011】025号）；

4、《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造初步设计》（内煤局字【2011】507号）；

5、根据该矿煤种为长焰煤，按《煤炭工业露天矿设计规范》其经济合理剥采比 $\leq 10\text{m}^3/\text{t}$ ，由于本矿煤炭销售价格稳定，市场条件良好，售价合理，故按售价验算其经济合理剥采比；

6、依据工程地质资料确定的最终稳定帮坡角；

7、《煤炭工业露天矿设计规范》中其它强制性规定。

8、矿田内煤层露头、风化边界及最小可采厚度的影响，力争露天开采境界最大化。

9、境界几何形状与开采工艺间的相互制约关系。

10、便于采区的合理划分与过渡。

二、本区经济合理剥采比的核算

按露天矿境界剥采比（ N_k ）等于或小于经济合理剥采比（ N_j ）确定。根据煤层赋存条件、地理位置、煤质和围岩性质、工艺装备、开采成本和售价等条件，经济合理剥采比的计算采取原煤售价比较法，即以原煤售价与露天开采单位原煤成本相等为计算基础。

1、原煤售价比较法

$$N_j = (P - a) \div b \text{ m}^3/\text{t}$$

式 中： N_j ——经济合理剥采比 m^3/t

P ——原煤售价，280 元/t；（2012 年本区原煤价位）

a ——露天开采扣除剥离费用以外的一切费用，即纯采煤

成本， $a=105$ 元/t（包括缴纳的各种税、费，采煤人工工资、运输费、材料费等）

b、——露天开采单位剥离成本，取 10.0 元/ m^3 （当地市场价）。

代入数值 $N_{j1}=17.5m^3/t$ 。

2、经济合理剥采比的分析与确定

分析上述计算结果，说明露天矿的实际生产剥采比在小于 $17.5m^3/t$ 时，露天矿能确保盈利；这样计算的剥采比虽然大于《煤炭工业露天矿设计规范》中“非焦煤经济合理剥采比不大于 $10m^3/t$ ”的综合经济指标，然而就目前的开采环境及产业政策要求看，通过露天开采可回收大部分的资源量是有利可图的。因此以价格计算经济合理剥采比作为本矿的经济合理剥采比。

需要说明的是，原设计二采区的西部由于设置了外排土场，未划入原设计露天开采范围内。本次修改设计调整外排土场位置后，将原设计外排土场下部压覆的资源划入二采区范围内，经计算二采区的平均剥采比为 $14.8 m^3/t$ 小于 $17.5m^3/t$ ，虽然其中有部分钻孔剥采比大于计算的售价剥采比，但设计从资源回收、企业发展和煤价可能上涨的趋势考虑，建议将其划入了露天开采范围，以增加煤矿的经济效益。

三、境界圈定

原设计将露天矿划分为三个独立采区，本次修改设计在原设计确定的露天开采范围基础上，仅扩大了二采区的开采范围（增加了二采区的煤量和剥离量），其它首采区、三采区范围及技术特征基本不变，各个采区开采境界的圈定结果分述如下：

（一）首采区

1、东部境界：主要以矿权界线为地表境界，其中 7、8、9 号拐点范围处，按已批复的原设计划分原则：以 9、10 号拐点向西北延长线与矿权边界相交为地表境界（原因是该处范围较小、邻矿无法开采，本矿已与东部相邻的高岭土矿区达成了由本矿开采此位置的相关协议），按确定的地表境界以 35° 帮坡角向下反推确定 9 号煤层底板为底板境界。

2、西、南部境界：以矿权界线为地表境界，以 35° 帮坡角向下反推确定 9 号煤层底板为首采区西部底板境界；局部以 9 号煤层可采边界为底板境界。

3、北部境界：以 9 号煤层可采边界为底板境界，按 35° 边坡角上推至地表为地表境界。

（二）二采区

1、东、西、北部境界：以矿权为地表境界，按 35° 边坡角下推到 9 号煤层底板为底板境界。

2、西北、南部境界：以 9 号煤层可采边界为底板境界，以 35° 边坡角上推到地表为地表境界。

（三）三采区

1、东、西、北、南部境界：以矿权为地表境界，按 35° 边坡角下推到 9 号煤层底板为底板境界。

2、西北、东南部境界：以 9 号煤层可采边界为底板境界，以 35° 边坡角上推到地表为三采区地表境界。

境界圈定结果见图 3-2-1。

露天矿各采区地表境界拐点坐标见表 3-2-1，露天矿底部境界拐点

坐标见表 3-2-2。

露天开采范围地表境界拐点坐标表（80 系）

表 3-2-1

首采区地表境界拐点坐标表					
L1	4419213.35	37533459.18	L9	4417383.34	37533449.18
L2	4418878.35	37534214.19	L10	4417453.34	37533349.18
L3	4418758.17	37534103.37	L11	4417453.34	37532429.17
L4	4418563.34	37534659.19	L12	4418193.34	37532019.17
L5	4418353.34	37534659.19	L13	4418345.35	37532019.17
L6	4418253.34	37534324.19	L14	4418371.70	37532721.11
L7	4418118.34	37534239.19	L15	4419049.53	37533464.51
L8	4417953.34	37534234.19			
二采区地表境界拐点坐标表					
L16	4419328.84	37533162.33	L21	4420127.56	37532019.17
L17	4419228.10	37532903.05	L22	4420194.35	37532151.33
L18	4418595.62	37532429.79	L23	4420116.26	37532454.01
L19	4418690.64	37532165.53	L24	4420557.82	37532680.46
L20	4419060.64	37532019.17	L25	4420553.36	37533459.18
三采区地表境界拐点坐标表					
L26	4421058.60	37531714.98	L30	4420378.36	37531429.17
L27	4421013.36	37532529.18	L31	4420651.84	37531509.01
L28	4420477.13	37532185.88	L32	4420877.11	37531662.26
L29	4420375.93	37531787.43			

露天开采范围底部境界拐点坐标表（80 系）

表 3-2-2

首采区底板境界拐点坐标表					
d1	4418969.45	37533613.29	d10	4417951.20	37534166.17
d2	4418868.80	37533837.49	d11	4417821.03	37533925.64
d3	4418839.44	37534056.70	d12	4417688.79	37533535.40
d4	4418688.86	37534075.15	d13	4417654.47	37533467.88
d5	4418536.91	37534355.67	d14	4417687.17	37532808.58
d6	4418505.76	37534587.05	d15	4417594.32	37532515.94
d7	4418384.34	37534613.17	d16	4417923.25	37532431.73
d8	4418267.52	37534310.91	d17	4418162.04	37532303.47
d9	4418151.01	37534152.42	d18	4418216.42	37532772.47
二采区底板境界拐点坐标表					
d19	4420421.92	37532928.77	d25	4418790.02	37532433.71
d20	4420421.05	37533306.20	d26	4418873.00	37532340.33
d21	4420117.30	37533224.52	d27	4419094.67	37532248.43
d22	4419694.59	37533194.36	d28	4419995.51	37532230.57
d23	4419456.22	37533216.88	d29	4419821.56	37532912.85
d24	4419320.28	37532851.14	d30	4420206.00	37532814.01
三采区底板境界拐点坐标表					
d31	4420915.38	37531897.04	d34	4420542.82	37531684.95
d32	4420971.47	37532433.88	d35	4420694.85	37531716.67
d33	4420539.16	37532139.40	d36	4420835.38	37531850.15

露天矿三个采区的开采境界特征见表 3-2-3。

采掘场开采境界技术特征表

表 3-2-3

项 目	单 位	首采区	二采区	三采区	全 矿
东西长度	km	2.14	1.44	0.84	
南北宽度	km	1.09	1.33	0.69	
地表面积	km ²	2.62	2.04	0.49	5.15
底板面积	km ²	1.65	0.88	0.20	2.73
最大开采深度	m	160	160	120	160

第三节 储量及剥离量

一、储量计算依据

- 1、内蒙古义民资源勘查与环境检测有限责任公司编制的《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》（2011.1）。
- 2、内蒙古自治区煤炭工业专家技术咨询委员会关于《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》的评审报告（内煤专委字【2011】025 号）。
- 3、内蒙古自治区煤田地质局 153 勘探队 2008 年 4 月编制的《内蒙古自治区准格尔煤田牛连沟详终区全盈煤矿煤炭资源储量核实报告》。

二、储量计算方法

本区地质构造复杂程度为中等类型，煤层产状平缓（倾角<5°），厚度稳定。钻探工程基本按平行等距网状布孔（500×500），工程点分布均匀（局部疏密不同），煤种单一，故选用了地质块段法计算资源储量。计算公式：

$Q_{煤}=S\times M\times D$

式 中：Q——块煤炭资源储量（t）

S——块段水平投影面积（m²）

M——块段内煤层伪厚度算术平均值（m）

D——煤层平均视密度值（t/m³）

三、储量计算参数与指标

“矿区内构造简单，产状平缓，大部分地段倾角小于 5°”，煤质牌号为长焰煤，煤层埋藏深度为中等，资源储量估算的煤层为 6、8、9 号。根据现行《煤、泥炭地质勘查规范》附录 E 表 E2 煤炭资源量估算指标，《生产地质报告》在估算资源储量时采用工业指标如下：

- (1) 煤层最低可采厚度 $\geq 1.50\text{m}$;
- (2) 最高灰分 A_d : 40%;
- (3) 最高硫分 $S_{t,d}$: 3%;
- (4) 最低发热量 $Q_{\text{net},d}$: 15.7MJ/kg;
- (5) 煤层视密度分别为 1.40t/m³、1.50t/m³、1.45t/m³。

四、储量计算结果

1、露天矿动用的资源储量

根据《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》，按照确定的露天矿开采境界，经计算露天矿开采范围内可动用的保有资源储量为 30.73Mt，各煤层、各类别储量见表 3-2-1。

露天矿动用资源/储量表

表 3-3-1

单位: 10⁴t

煤层号	121b	122b	333	合 计
6		3	659	662
8			88	88
9	683	292	1348	2323
合计	683	295	2095	3073

注：9[±]煤层全部位于露天开采范围的端帮内，不可采。

2、露天开采境界内工业资源/储量

根据国土资发〔2002〕271 号文件精神，设计对于推断的 333 资源储量可信度系数(k)取 0.9。经计算，露天境界内煤炭工业资源/储量为 28.63Mt，计算结果见表 3-3-2。

露天开采境界内工业资源/储量表

表 3-3-2

单位: 10⁴t

煤层号	121b	122b	333k	工业资源/储量
6		3	593	596
8			79	79
9	683	292	1213	2188
合计	683	295	1885	2863

3、露天开采境界内设计可采储量

根据设计选用的开采工艺及煤层采选原则，设计按各煤层的厚度结合开采中的顶底板损失 0.2m，确定各煤层平均回采率分别为 97%、83%、96%。经计算露天矿境界内设计可采储量为 20.36Mt，计算结果见表 3-3-3。

露天开采境界内设计可采储量汇总表

表 3-3-3

单位：10⁴t

煤层号	工业储量	边帮压煤量	回采率%	可采储量
6	596	117	97	465
8	79	9	83	58
9	2188	612	96	1513
合计	2863	738		2036

4、露天开采境界内可采原煤量

根据本矿煤层赋存特点、开采工艺、采选设备种类及规格，设计确定的采选原则如下：

煤层最低选采厚度为 1.0m；

煤层顶底板共损失煤层厚度为 0.20m；

煤层内最小剔矸厚度为 0.30m，小于 0.30m 以下矸石全部混入。

经统计计算后得：原煤含矸率平均为 4.1%，求得原煤系数 1.04。

按照计算的原煤系数，求得露天矿可采原煤量为 21.19 Mt。

露天开采境界内可采原煤量

表 3-3-4

单位：10⁴t

项 目	可采原煤量			备 注
	首采区	首采区以外	全 矿	
6	291	193	484	
8	60		60	
9	953	622	1575	
合 计	1304	815	2119	

5、消耗资源量可回收量计算

本矿田为整合矿田，整合前有两个煤矿在其范围内开采，分别为原全盈煤矿和原华兴煤矿，生产年限分别为 15a 和 9a，原全盈煤矿“共动用资源储量 5.58 Mt，采出煤炭量为 1.50 Mt，实际回采率为 27%”；原华兴煤矿“共动用煤炭资源 2.00 Mt，采出煤炭 0.78 Mt，资源量实际回采率仅为 39%”；两矿的加权回采率为 30%。

根据《生产地质报告》，截止 2011 年 1 月 31 日，本矿田消耗资源量共为 10.00 Mt，则本矿田的井工剩余残煤量为 $10.00 - 1.50 - 0.78 = 7.72$ Mt。在露天开采的条件下，残煤将一并得到回收。按目前准格尔煤田井工矿改露天后 6 号与 9 号煤层的实际残煤回收率大约 60%~70%，设计取 65% 计算，则残煤回收量 5.01 Mt。

6、露天矿内可采储量合计

经上述保有储量计算和残煤储量估算，露天矿开采原煤量为：

保有可采储量+残煤可采储量=21.19+5.01=26.20Mt。

五、剥离量计算

本矿田煤层倾角平缓，但地表起伏较大，初步设计采用平面法分水平对各采区的剥离量进行了计算，剖面法进行了验证，计算的具体结果见表 3-3-5。

重复剥离量是一号排土场压煤的范围产生的剥离量，中部风化煤的地段小部分范围不用重复剥离；修改设计后二采区开采范围比原设计的范围扩大，故剥离量增加。

开采境界剥离量表

表 3-3-5

项 目			首采区	首采区以外	全 矿
可采原煤量（Mt）			17.27	8.93	26.20
剥离量 （Mm ³ ）	原始地貌	土及软岩	26.39	38.30	64.69
		岩 石	80.77	84.29	165.06
	重复剥离（实方）		21.80	1.75	23.55
	合 计		128.96	124.34	253.30
平均剥采比（m ³ /t）			7.5	13.9	9.7

第四章 设计生产能力与服务年限

第一节 设计生产能力

一、露天煤矿设计生产能力

1、已批复情况

根据内蒙古自治区煤炭工业局关于《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿技术改造初步设计的批复》（内煤局字【2011】507号）同意的建设规模。

2、开采技术条件所确定的露天矿生产能力

本矿田除三采区走向稍窄，另两采区都相对开阔，采煤工作面均可达 1000m 以上，首采区必要时甚至可布置为 1300m 的采煤工作面。以 1000m 工作面长度，煤层平均利用累计厚度 13.85m，按准格尔旗地区一般露天矿年推进度 120~170m 计算，露天矿在技术上的生产能力可达 2.57~3.64 Mt/a，但由于其它方面的限制，露天矿只能安排 1.20Mt/a，年推进度达到 50m/a 即可满足生产规模要求，因此建设方将生产规模确定为 1.20Mt/a 在技术上是完全可以达到的。

3、资源总量所确定的生产能力

根据《煤炭工业露天矿设计规范》GB50197—2005 规定，1.20 Mt/a 改扩建（包括变更开采方式）露天矿设计服务年限 $\geq 15a$ 。本露天矿可采原煤量为 21.19 Mt，当露天矿按 1.20 Mt/a 生产时，按储量备用系数 1.10，其服务年限为 16.1a，符合露天矿设计规范要求，再考虑残煤回收尚有 5.01 Mt，可增加 3.8a 服务年限。因此建设方将生产规模确定为 1.20Mt/a 也是正确的。

4、市场需求

项目的建设符合国家西部大开发的产业政策。本矿的开发建设，对促进当地经济繁荣及社会稳定具有重要的意义，事实证明其煤炭资源的开发利用促进了当地的经济发展。本矿内煤炭资源煤质好、发热量高，具备良好的市场条件和外运条件，因此 1.2Mt/a 的生产能力可以更好的满足市场需求能力。

二、工作制度

参照我国类似露天矿的生产经验，结合本矿自然条件以及工艺特点，并根据《煤炭工业露天矿设计规范》条文的有关规定，确定本矿采用连续工作制，每年工作 330d，采、剥作业每天工作 3 班，每班工作 8h。

三、露天矿月、日、班平均产量

年生产能力：1.20 Mt。

日平均产量：3636 t。

班平均产量：1212 t。

第二节 露天煤矿服务年限

一、保有储量服务年限

露天矿可采原煤量 26.20Mt，设计生产能力 1.20Mt/a，储量备用系数取 1.10，计算露天矿设计服务年限为 19.9 年。

$$T=Q_m/(p \times k)=26.20/(1.20 \times 1.1)=19.9a$$

式中：T——露天矿设计服务年限，a；

Q_m ——原煤储量，Mt/a；

P ——露天矿生产能力为；

K ——储量备用系数；

其中实体煤部分的服务年限为 16.1a，另外采空区回收残煤量尚可延长 3.8a。各采区服务年限见表 4-2-1。

各采区服务年限表

表 4-2-1

项 目	首采区	二采区	三采区	合计
可采原煤量（Mt）	17.27	7.37	1.56	26.20
服务年限	13.1	5.6	1.2	19.9

第五章 采区划分及拉沟位置

第一节 首采区及拉沟位置

一、首采区及初始拉沟位置确定的一般原则

1、首采区位于煤层赋存条件好，剥采比小，勘探程度高，资源储量可靠的地段，以便降低开采风险，提高初期开采经济效益。

2、拉沟位置应位于煤层埋藏浅、基建工程量小的地段，以便缩短建设工期，降低矿山建设投资和生产成本。

3、有利于采区的合理划分及过渡，减少重复剥离，使开采程序简单。

4、便于地面生产系统及工业场地的合理布局。

5、外排距离近，实现内排早，以减少外排运费，少占草原及耕地等。

6、征地容易。

二、首采区与拉沟位置的比选及确定

本矿田划分为三个独立的采区，首采区的选择主要考虑了矿田的煤层赋存状态。本矿南部煤层厚，走向宽，范围大，勘探程度高，生产可靠性大，因此设计将南部确定为首采区。

根据本矿具体开采条件及选用的单斗—卡车工艺，设计提出了以下两个可供选择的首采区拉沟位置方案。

拉沟方案一：紧靠矿田南部境界东北—西南向拉沟，连接矿区范围拐点坐标 16→13 之间，拉沟长 1000m 以上，工作线沿煤层走向布置，向西北推进。

拉沟方案二：沿首采区中部偏东位置 6 号煤层露头，西北—东南向

拉沟，向西南方推进，沟底长也为 1000m。

两个拉沟方案各有优缺点（具体见图 5-1-1），方案比较见表 5-1-1。

拉沟方案比较结果表

表 5-1-1

序号	比较内容	方案一	方案二
1	拉沟位置	南部境界东西向拉沟	南部境界南北向拉沟
2	目前外排土场选择	难	较难
3	拉沟长度（m）	1000	1000
4	生产潜力	大	小
5	基建工程量（10 ⁴ m ³ ）	1722	1876
6	平均生产剥采比（m ³ /t）	7.5	7.5
7	内排时间	早	晚
8	内排留沟与否	不留沟	留沟
9	外排运距	1.8	2.7
10	外部系统联系	易	难
11	拉沟区煤层厚度	厚	薄
12	平面布置难易程度	易	难
13	设计推荐意见	推荐	不推荐

通过表 5-1-1 的定性和定量分析可以看出，方案一基建工程量小、煤层赋存厚、采煤工作线长、生产潜力大，工作面完整，内排时间早，不留沟，不足之处是排土场需重复剥离；二方案的最大缺点就是在目前可征地范围内设置外排土场比较困难，若选择在西南部沟谷则运距较长，其它方面均不如一方案，因此，设计综合考虑推荐第一拉沟方案。

三、首采区及初始拉沟位置主要技术特征

确定了拉沟位置即确定了首采区，结合本矿的实际情况，首采区确

定在矿田南部，有利于工作线的布置、突出煤矿前期经济效益。首采区东西长 2140m，南北宽 1090m，地表面积 2.62 km²，最大开采深度平均 160m，可采原煤量 17.27Mt，平均生产剥采比 7.5m³/t，服务年限 13.1a。

第二节 采区划分及开采顺序

一、采区长度确定

采区长度是露天矿设计的重要指标之一，设计从煤层赋存方面进行分析，结合设计选用的开采工艺、开采参数、开拓运输方式，为了保证煤矿 120 万吨的产量，确定本矿采煤工作面长度一般在 1000m 以上。

二、采区划分

影响本露天矿采区划分的主要因素是 6、9 号煤层的厚度变化较大，局部 6 号煤层风化、缺失，很多部位剥采比严重超标。根据煤层的分布及剥采比的大小，设计将矿权范围内适合露天开采的范围划分为三个独立的采区，由南向北依次排列为首采区、二采区、三采区。除三采区走向较短外，首采区、二采区均在 1000m 左右，能够满足生产能力要求。三采区生产时需提前搭配二采区，具体见开采进度计划安排。采区技术特征见表 5-2-1。采区划分及开采顺序见图 5-1-1。

采区技术特征表

表 5-2-1

序号	项目	单位	首采区	二采区	三采区
1	采区长度	m	2140	1440	840
2	采区宽度	m	1090	1330	690
3	原煤量	Mt	17.27	7.37	1.56
4	剥离量	Mm ³	128.96	109.36	14.98
5	平均剥采比	m ³ /t	7.5	14.8	9.6
6	设计服务年限	a	13.1	5.6	1.2

三、开采顺序及过渡方式

开采顺序为依序开采。

1、首采区开采

按首采区地形及煤层赋存状态，首采区按采区偏东部位的南北露头分东西两个方向扩展，但由于受征地范围影响，前期只能向西部扩展，后期再向东部扩展工作线。矿山建设首先由一条带南部地表煤层露头位置采用基坑方式延深，形成完整工作线长度后，工作帮由南向北推进，工作面逐步加长，直至到达西部境界，工作帮推到北部境界后，又从首采区中部煤层南北露头处向东推进，到东部境界后首采区生产即结束。

2、采区过渡方式

由于独立划分的开采范围，故采区过渡方式均为重新拉沟过渡。首采区生产结束前，露天矿从二采区东部沿矿权境界南北向重新拉沟，向西推进；二采区生产即将结束时，从三采区东部南北向重新拉沟，接续时生产安排必须提前搭配。

第六章 开采工艺及开采方法

第一节 开采工艺

一、开采工艺确定的主影响要因素及原则

- 1、技术先进、性能可靠，经济合理。
- 2、尽量使用社会通用设备，便于工程外包，也便于设备维修。
- 3、设备类型、规格及生产能力与露天矿规模相适应。
- 4、采、运、排设备规格匹配合理。
- 5、遵循市场经济原则，力求投资少，成本低、效益好。
- 6、充分考虑矿区开采条件，包括地形特点，气候条件，埋藏条件及煤岩性质；
- 7、露天矿几何形状。

二、开采工艺论证

根据上述原则及应考虑因素，结合本矿区开采技术条件，特别是地形地质条件，本矿田可供选择的、最现实的开采工艺，设计认为只有单斗——卡车工艺。

其它工艺不能采用的原因：

- 1、轮斗—胶带工艺。本矿地形极为复杂，从首采区到外排土场中间有多条冲沟，胶带运输机翻山越岭极不方便；另一原因是矿山服务年限短，购置连续工艺设备，不符合目前的市场情况，根本无法收回投资。
- 2、半连续工艺。与轮斗—胶带工艺同样道理。
- 3、倒堆工艺。因现阶段无适合本矿生产规模的吊斗铲。

单斗——卡车工艺特点如下：

该工艺具有机动灵活、爬坡能力大、适用性强、开采强度大、采运设备选配灵活等特点；可采用短段沟、螺旋坑线、基坑方式建设，具有拉沟长度短，基建工程量小，投资少，建设速度快；就本矿来说，目前主要是可充分利用社会力量参与建设和生产，生产组织管理简单灵活。但该工艺存在着燃油及轮胎消耗量大，要求路面承载能力高，经济运距短，吨公里运费高等缺点。另外，本矿开采覆盖层上部为巨厚黄土，岩层大部分也为软岩，土岩承载力低，将直接影响到卡车工艺的使用安全。

三、开采工艺选择

综合各方技术、经济因素分析，全盈煤矿比较适合采用单斗——卡车开采工艺，设计推荐采用单斗——卡车工艺。

第二节 设备选型与数量

一、设备选型原则及主要考虑因素

1、设备型号及能力应与矿山生产规模及开采强度相适应，且能满足开采技术要求；

2、设备的型号与规格尽可能统一，以便于矿山生产设备的管理与维修；

3、兼顾考虑矿区气候条件，土岩物理力学性质，煤层赋存条件；

4、兼顾露天矿规模的发展，当能力扩大时，仍能继续发挥应有能效；

5、主要设备采、运、排设备之间匹配合理；

6、设备质量可靠、性能稳定、保证生产的正常进行；

7、优先考虑国产设备，在国产设备满足不了生产的要求时，适当引进国外设备。

二、设备选型

根据矿田实际，本设计推荐单斗——卡车工艺，生产模式为：剥离全部采用外包与租赁方式，采煤工程在采选环节采用自营方式，煤炭运输采用外包方式，以借助于社会力量降低投资及经营成本。所以设备选型应结合我国当前社会设备装备的实际情况，以选用中小型设备为主。

依据本矿土岩种类、生产规模大小，结合剥采方法，剥离及采煤的采掘设备选择如下：

1、采剥设备年作业时间

挖掘机年作业时间见表 6-2-1。

自卸卡车年作业时间见表 6-2-2。

挖掘机年作业时间统计表

表 6-2-1

项 目		挖掘机	备注
日历时间		8760	
固定因素	法定假日	240	
	交接班	495	
	班中餐	495	
计划因素	电铲行走	30	
	周检修	320	
	月检修	216	
	年检修	72	
	大修理	151	
	等备件	384	
	电铲临时调动	300	
	临时停电	72	
	地质变化	40	
	暴雨	48	
	暴雪	48	
	大风	216	
	气温	480	
	合计	3607	
计划作业时间		5153	
不定因素	意外故障	600	
计算作业时间		4553	
设计作业时间		4500	

卡车年作业时间统计表

表 6-2-2

项 目		自卸卡车	备注
日历时间		8760	
固定因素	法定假日	240	
	交接班	330	
	加 油	490	
	班中餐	330	
	周检修	550	
	月检修	300	
	年检修	240	
	大修理	480	
	等备件	384	
	暴雨	168	
	暴雪	168	
	大风	72	
	低温	480	
	合计	4232	
计划作业时间		4528	
不定因素	意外故障	650	
计算作业时间		3878	
设计作业时间		3800	

2、剥离设备选型

对于本矿 1.20Mt/a 的生产能力，设计将单斗挖掘机 4m³ 和 3m³ 型与液压铲 2.5m³ 三个级别和自卸卡车 45t 级、32t 级和 22t 级三个级别进行对应匹配，对上述不同匹配进行方案优化比选。

一方案：4m³ 单斗挖掘机采装，配合 45t 级自卸卡车运输。

二方案：3m³ 单斗挖掘机采装，配合 22t 自卸卡车运输。

三方案：2.5m³单斗挖掘机采装，配合 22t 级自卸卡车运输。

剥离挖掘机及自卸卡车数量匹配计算结果见表 6-2-3。

3、采煤设备选型

为与剥离设备选型配套，同样选用上述原则确定的级别进行比较。

采煤挖掘机及自卸卡车数量匹配计算见表 6-2-4。

剥离用挖掘机及自卸卡车数量计算表

表 6-2-3

项目名称	单位	方案一	方案二	方案三
		岩石剥离	岩石剥离	岩石剥离
		4m³	3m³	2.5m³
铲斗容积	m³	4	3	2.5
物料实方容重	t/m³	2.2	2.2	2.2
物料松散系数		1.15	1.15	1.15
铲斗满斗系数		0.9	0.9	0.9
每斗装载物料重量	t	6.89	5.17	4.30
匹配设备		45t 卡车	32t 卡车	22t 卡车
每车理论装载斗数	斗/车	6.5	6.2	5.1
每车实际装载斗数	斗/车	6	6	5
每车实际载重量	t	41.32	30.99	21.52
每斗装载循环时间	s	30	30	27
每车装载时间	min	3.00	3.00	2.25
每车等调时间	min	2	2	2
小时装载车数	车/h	12.0	12.0	14.1
挖掘机小时效率	t/h	495.9	371.9	303.8
年有效作业时间	h	4500	4500	4500
年计算能力	10⁴m³/a	111.6	83.7	68.4
选取在籍能力	10⁴m³/a	108	80	65
工程量	10⁴m³/a	960	960	960
设计计算台数	台	8.9	12.0	14.8
设计选用台数	台	9	12	15

剥离用挖掘机及自卸卡车数量计算表

续表 6-2-3

项目名称	单位	方案一	方案二	方案三
		岩石剥离	岩石剥离	岩石剥离
		4m³	3m³	2.5m³
运输量	10 ⁴ m³	960	960	960
运输距离	km	2.4	2.4	2.4
年工作时间	h	3800	3800	3800
卡车装载体积（实方）	m³	18.78	14.09	9.78
装车斗数	斗	6	6	5
装车时间	min	3.00	3.00	2.25
运输速度	km/h	20	20	20
往返运行时间	min	12.00	12.00	12.00
卸车时间	min	0.5	0.5	0.5
等调时间	min	0.5	0.5	0.5
循环时间	min	16.00	16.00	15.25
年运行次数	次	14250.0	14250.0	14950.8
在籍台年能力	10 ⁴ m³/台 a	26.77	20.07	14.63
计算台数	台	35.9	47.8	65.6
设计台数	台	36	48	66

采煤用挖掘机及自卸卡车数量计算表

表 6-2-4

项目名称	单位	方案一	方案二	方案三
		采煤	采煤	采煤
		4m³	3m³	2.5m³
铲斗容积	m³	4	3	2.5
物料实方容重	t/m³	1.34	1.34	1.34
物料松散系数		1.25	1.25	1.25
铲斗满斗系数		0.85	0.85	0.85
每斗装载物料重量	t	3.64	2.73	2.28
匹配设备		45t 卡车	32t 卡车	22t 卡车
每车理论装载斗数	斗/车	12.3	11.7	9.7
每车实际装载斗数	斗/车	12	11	9
每车实际载重量	t	43.74	30.07	20.50
每斗装载循环时间	s	32	32	32
每车装载时间	min	6.40	5.87	4.80
每车等调时间	min	1.5	1.5	1.5
小时装载车数	车/h	7.6	8.1	9.5
挖掘机小时效率	t/h	332.2	244.9	195.3
年有效作业时间	h	4500	4500	4500
年计算能力	10 ⁴ m³/a	116.8	86.1	68.6
选取在籍能力	10 ⁴ m³/a	110	80	63
工程量	10 ⁴ m³/a	85.7	85.7	85.7
设计计算台数	台	0.78	1.1	1.3
设计选用台数	台	1	2	2
运输距离	km	3	3	3
年工作时间	h	3800	3800	3800
卡车装载体积（实方）	m³	32.64	22.44	15.30

采煤用挖掘机及自卸卡车数量计算表

续表 6-2-4

项目名称	单位	方案一	方案二	方案三
		采煤	采煤	采煤
		4m³	3m³	2.5m³
装车斗数	斗	12	11	9
装车时间	min	6.40	5.87	4.80
运输速度	km/h	20	20	20
往返运行时间	min	18.00	18.00	18.00
卸车时间	min	1	1	1
等调时间	min	1	1	1
循环时间	min	26.4	25.9	24.8
年运行次数	次	8636.4	8814.4	9193.5
在籍台年能力	104m³/台 a	28.19	19.78	14.07
计算台数	台	3	4.3	6.1
设计台数	台	3	5	6

根据上述剥离设备比较结果来看，一方案设备最少，但单斗电铲社会设备较少，不利于选择外包队伍；二方案设备数量适中，但 3m³ 设备社会上也不多，且难以适应本矿台阶较多的实际；三方案有利于利用社会力量，完全可以全部实现工程外包，实现本矿经济效益最大化，因此设计选择三方案作为本矿设备的选型。

综上所述，建设时建议甲方在外包单位剥离设备选择上选用勺斗容积为 2.5m³ 单斗液压挖掘机，配合载重为 22t 的自卸卡车；为了设备的型号与规格尽可能统一，以便于矿山生产设备的管理与维修，采煤设备同样选用勺斗容积为 2.5m³ 单斗液压挖掘机，配合载重为 22t 的自卸卡车。

经计算，采、剥工程合计采用 2.5m^3 液压挖掘机 17 台，22t 自卸卡车 72 台。另配 4 台 3m^3 装载机处理薄煤层及矸石选采。

三、排土设备生产能力及数量计算

1、推土机效率计算

根据排土计划所发生的年度排土量及排弃方式，设计选用 320HP 的履带式推土机排土。边缘式排土时，估算平盘残余推土量为 30%，推土机平均推运距离取 10m。效率计算见表 6-2-5。

2、推土机数量

按照各生产时期计划排弃量、排土设备生产能力，经计算，达产年所需推土机台数为 3 台。

推土机效率计算表

表 6-2-5

序号	技术参数	单位	上海—320 型	备 注
1	物料种类	t/m³	土+岩石	
2	物料松散系数		1.35	
3	推土板宽度	m	4.20	
4	推土板高度		1.60	
5	推土板装满系数		0.50	
6	推运系数		0.37	
7	推运距离	m	10.00	
8	前进推土速度	km/h	3.00	
9	后退速度	km/h	5.00	
10	变速时间	s	6.00	
11	推土作业循环时间	s	40.80	
12	小时技术能力	m³/h	351.37	
13	作业系数		1.00	
14	效率系数		0.83	
15	小时实际能力	m³/h	291.64	
16	每班工作能力	m³/班	1749.84	
17	矿山年工作日数	日	330	
18	推土机年技术生产能力	m³/年	1732337	
19	推土机年在籍生产能力	m³/年	1299253	
20	设计取用值	10⁴m³/a.台	125.0	
21	年推土量	10⁴m³	288	
22	推土机台数	台	3	
23	工作种类		排土	

四、辅助设备

本设计根据生产需要配备了相应的选采设备及其它辅助设备。

五、达产年末采、运、排、辅助设备规格型号及数量

液压挖掘机主要规格与技术性能见表 6-2-6;

自卸卡车主要规格与技术性能见表 6-2-7;

履带式推土机主要规格与技术性能见表 6-2-8;

达产年末采、运、排及辅助设备数量见表 6-2-9。

2.5m³ 液压铲主要技术性能及规格表

表 6-2-6

序号	主要规格性能	单位	参数	备注
1	铲斗容量	m³	2.5	
2	最大挖掘深度	m	9.24	
3	最大挖掘半径	m	8.26	
4	站立水平挖掘挖掘半径	m	8.26	
5	最大卸载高度	m	6.63	
6	机体回转半径	m	3.33	
7	最大挖掘深度	m	2.44	
8	总高度/总宽度	m	3.27/3.38	
9	最小离地间隙	m	0.536	
10	履带板平均接地比压	KPa	0.83	
11	走行速度	Km/h	2.3	
12	水平切削距离	m	3.3	
13	最大挖掘力	KN	234	
14	循环时间	s	21	
15	推压方式		液压	
16	装机功率（柴油/电）	kW	240/200	
17	工作重量	t	(反铲 45)55	
18	履带长×总宽×板宽	m	5.108×3.38×0.58	

自卸卡车主要规格与技术性能表

表 6-2-7

序号	主要性能与规格	单位	BJ3364
1	驱动方式		4×2
2	最大装载重量（额定）	kg	22000
3	整车整备重量（自重）	kg	15600
4	满载质量	kg	35600
5	轴载质量：		
6	前桥：空载质量	kg	8050
7	满载质量	kg	11300
8	后桥：空载质量	kg	7550
9	满载质量	kg	24300
10	外形尺寸：长	mm	7610
11	宽	mm	2909
12	高	mm	3110
13	轴距	mm	3600
14	轮距：前轮	mm	。
15	后轮	mm	2070
16	最小离地间隙	mm	385
17	接近角	°	28°
18	离去角	°	42°
19	车厢容积：平装	m ³	10.7
20	堆装	m ³	13
21	（加高车厢）：平装	m ³	13.9
22	堆装	m ³	16.9
23	车厢最大倾斜角	°	50°
24	最大行驶速度（普通档）	kg/h	38
25	（超速档）	kg/h	50
26	最小转弯直径（前轮中心）	m	18
27	制动距离	m	<14
28	最大爬坡度	%	29%
29	驻坡度	%	28%
30	平均油耗	L/100km	72
31	车厢举升时间/下降时间	s	<20
32	发动机型号		康明斯 NT855-C250
33	最大功率	kW	186(在 2100rpm)
34	最大扭矩	Nm	1019(在 2100rpm)
35	制造厂家		北京重型卡车制造厂

履带式推土机主要规格与技术性能表

表 6-2-8

序号	性能规格	单位	上海—320	T—220	备 注
1	发动机额定功率	Hp/Kw	320/239	220/—	
2	工作重量	t	39.10	23.67	
3	燃油消耗率	g/Kw.h	245		
4		g/HP.h	180		
5	燃油类型		0#柴油		
6	最大牵引力	t		24	
7	推土板：宽度	mm	4130	4365	
8	高度	mm	1590	1055	
9	切土深度	mm	560	540	
10	提升高度	Mm	1560		
11	最大倾斜量	Mm	1000		
12	松土器:齿数	个	3		
13	松土深度	mm	1240		
14	提升高度	Mm	965		
15	走行速度：前进	Km/h	3.6～11.5	2.5～9.9	
16	后退	Km/h	4.4～13.5	3.0～9.4	
17	外形尺寸：机体长	mm	8560	7100	
18	机体宽	mm	4130	3575	
19	机体高	Mm	3640		
20	履带板宽度	mm	560		
21	履带板接地长度	mm	3150		
22	接地面积	cm ²	35280		
23	接地比压	Pa	94143.8		
24	两履中心间距	mm	2140		
25	爬坡度	度		20	
26	产地与制造厂家		上海彭浦机械厂		

露天矿达产第 1 年末主要设备数量表

表 6-2-9

序号	设备名称	型号及规格	单位	数量	备 注
一	采 运 排 设 备				
1	挖掘机	斗容 2.5m³	台	15	剥离
	挖掘机	斗容 2.5m³	台	2	采煤
2	装载机	斗容 3m³	台	4	采煤
3	履带推土机	320HP	台	3	排土
	履带推土机	320HP	台	1	辅助
4	潜孔钻机	KQG-150	台	7	岩石穿孔
5	回转钻	KXD-80	台	2	煤层穿孔、探空巷
6	螺杆空压机	LG20-20/7	台	7	150 钻机供风
7	风动凿岩机	φ=42mm	台	2	小型穿孔
8	矿用自卸卡车	22t（3307）	台	66	剥离
	矿用自卸卡车	22t（3307）	台	6	采煤
二	辅 助 设 备				
9	装载机	斗容 3m³	台	4	储煤场装车
10	平路机	220HP	台	1	道路
11	消防洒水车	10t	台	2	
12	加油车	15t	台	3	
13	生产指挥车	BJ（切诺基）	台	3	

第三节 剥离方式和采煤方法

一、台阶划分与高度确定

台阶高度系根据该露天矿剥离土岩性质、工艺特点及设备规格、开拓开采要求以及从改善设备作业条件提高设备生产效率等因素综合考虑确定。

本矿表土层主要由黄土构成，土质松软，台阶高度不宜超过液压铲

最大挖掘高度。下部岩层皆属于属中硬岩石，需爆破才可挖掘，台阶高度也不宜超过单斗铲最大挖掘高度。故设计从开采技术及安全角度上考虑，土、岩台阶皆按水平划分，高度统一确定为 10m。

本矿 6 煤层自然厚度 0~19.97m，平均 11.81m；8 煤层自然厚度 1.55~5.01m，平均 3.28m；9 煤层自然厚度 3.28~10.80m，平均 7.15m；各煤层倾角皆小于 5°。设计结合确定的采选设备规格与类型，将各煤层皆按自然赋存状态划分为倾斜台阶分层开采。6 煤层厚度一般不会超过 10m，可作为一个台阶，如超高 10m 时另行分层；9 煤层划分为单一台阶开采；8 号煤层如出现时采用装载机直接装车，由推土机配合采装。

二、剥离方式

1、表土剥离

位于该矿田上部的表土层主要由第四系黄土构成，土质松软，可直接挖掘。设计采用 2.5 m³ 单斗液压挖掘机采装，由 22t 自卸卡车运输。剥离方式采用全段面高端工作面、之字走行、水平装车作业方式，12m 采掘带宽度一次采掘完成。

表土台阶最小工作平盘宽度由采掘带宽，平盘道路占用宽度、辅助设施占用宽度及距台阶破顶与坡底线安全距离等构成。设计最小工作平盘宽度为 36m。

2、岩层剥离

根据本矿区剥离岩层构成、当地气候条件，结合设计采用的开采工艺特点，首先采用孔径 $\phi=150\text{mm}$ 的潜孔钻机进行穿孔爆破，爆破后采用 2.5m³ 单斗挖掘机直接采装，运输设备选用 22t 自卸卡车，剥离物直接运往内、外排土场排弃。剥离方式采用全段面高端工作面、之字走行、

水平装车作业方式，12m 采掘带宽度一次爆破，一次采掘完成。

设计最小工作平盘宽度为 36m。最小工作平盘宽度构成要素数值见表 6-3-1，见图 6-3-1。

最小工作平盘要素表

表 6-3-1

符 号	符号意义	单 位	要素值			
			土	岩	6 号煤层	薄煤层
H	台阶高度	m	10	10	≤10	自然厚度
A	采掘带宽度	m	12	12	12	12
α	台阶坡面角	°	60	70	70	70
T _B	爆堆伸出距离	m		6	6	3
T _A	坡底安全距离	m	5	3	3	3
T	运输通道宽度	m	14	12	12	15
C	安全距离	m	5	3	3	3
B _{min}	最小工作平盘宽度	m	36	36	36	36

三、采煤方法

1、煤层开采方法

根据推荐的开采工艺，设备规格及类型，结合煤层赋存条件，将 6 号煤层按自然赋存状态划分为倾斜台阶开采，不超过 10m 段高，超过 10m 另行分段，9 号煤层只划一个台阶，然后由 2.5m³ 单斗（液压）铲采装，22t 自卸卡车运输，采煤方法采用全段高端工作面、之字走行水平装车作业方式，采装前均需爆破作业。

2、煤层选采

为了提高薄煤层(包括局部 9 号煤层)的回采率,设计选用 320HP 履带式推土机与 3.0m³ 轮式前装机等必要的辅助设备配合主采设备选采,具体选采方法如下:

(1) 在顶板台阶的剥离过程中,应在煤层顶板预留一定厚度的岩石浮层,避免破坏煤层顶板结构和煤岩混杂。

(2) 对煤层顶板岩石浮层采用推土机对岩石浮层进行清扫。为提高煤层顶板的分选效果,可采用多次分层浮推法,每次推进厚度视具体情况而定,其厚度由大逐渐变小,厚度越小,其分选性越好,需在操作中严加控制。煤层顶板岩层浮层经推土机推集后主要形成两种产物:一是浮层顶部初推而形成的以岩石为主或混有少量杂煤的剥离物,没有任何回收价值,可直接推向内排土场排弃,或借助轮式前装机铲运至内排土场排弃;另一部分是紧靠煤层顶板推集而形成的以煤为主混有少量矸石的具有回收价值的煤岩混杂物,经推土机堆集后,由 ZL50 型轮式前装机装载 22t 自卸卡车运往外排土场在适合的排土线排卸,由人工捡选进一步回收。

(3) 对于煤层底板的选采处理方法与煤层顶板基本相同。

四、新水平延深

本矿田煤层赋存平稳,为近水平煤层,煤层较厚,6 号煤层即具备移交条件,因此移交时开拓沿深只进行到 6 号煤层,移交生产以后,继续降深至 9 号煤层。

第四节 开拓运输系统

一、运输方式

露天矿运输主要包括剥离物和煤的运输,矿山辅助运输(通勤、材

料、爆破器材，检修、加油、运水、消防、救护、矿山道路维护）等内容。

- 1、剥离物、煤均采用 22t 自卸式卡车公路运输方式。
- 2、矿山辅助运输采用其它相应卡车公路运输方式。
- 3、水的给、排采用相应的管道输送。

二、运输系统

根据煤层赋存条件，本露天矿采用工作帮移动坑线是最合理的选择。露天矿在不同生产时期随着工作帮的推进及开拓方式的变化，其运输系统的构成也不同。现对不同时期的开拓运输系统分别叙述如下。

1、移交时期开拓运输系统

基建期和移交生产前，露天矿的主要任务是 6 号煤层顶板露煤及剥、采工作线的初步建立。该时期还没有形成足够的内排空间，剥离物需全部外排。土、岩剥离物在工作面由 2.5m^3 挖掘机装载 22t 自卸卡车后沿工作帮与端帮移动坑线、端帮出入沟、地面运输干线运往外排土场排弃。

坑下原煤由 2.5m^3 液压挖掘机装载至 22t 自卸卡车，经工作帮与端帮移动坑线、端帮出入沟、地面矿山公路运往地面工业场地的储煤场卸载，在储煤场筛分、储存后重新装载经地面矿山公路直接外运。

移交时期开拓运输系统见图 6-4-1。

2、达产时期开拓运输系统

（1）剥离运输系统

随着剥离工作面的向前推进，露天矿继续垂直沿深至 9 号煤层，到达产年末，工作面已推出一定距离，露天矿首先在采场下部初步形成 1080 一个内排土台阶，通过端帮环线与对应剥离台阶建立运输联系，

1080 以上各剥离台阶的剥离物在工作面由 2.5m³ 挖掘机装载 22t 自卸卡车后，仍通过工作帮、端帮运输系统运往外排土场。随着工作帮的进一步推进，到达产第四年末、第五年初开始进入全部内排，外排土场停止作业。

（2）原煤运输系统

达产时已形成 2 个主要采煤台阶（局部可能出现 1 个煤、岩混合工作面）。采煤工作面由 2.5m³ 液压挖掘机装载 22 吨自卸卡车后，经各自平盘及工作帮、端帮移动坑线、出入沟运往位于工业场地的储煤场卸载，临时筛分、储存后再装车直接外运。

删除[微软用户]: 后

达产时期开拓运输系统见图 6-4-2。

三、运输量

根据首采区煤层赋存量及平均剥采比，移交前及达产时期剥离和采煤运输量见表 6-4-1。

剥离和采煤运输量表

表 6-4-1

生产时期	原煤量 (Mt)	剥 离 量 (Mm³)		
		土	岩	计
移交生产前		5.17	12.05	17.22
达产年	1.20	2.77	6.83	9.60

删除[后知后觉]:

四、矿山道路主要技术标准

根据运量与行车密度大小，采场与地面运输道路皆采用矿山Ⅲ级道路标准，采场工作面及联络道路需随采矿工程的推移而进行平整及加固，采用泥结碎石路面。

矿山与地面道路技术标准如下：

- 1、道路等级：地面：Ⅲ级；采场和排土场：Ⅲ级；
- 2、最大纵向坡度：地面：5%；采场和排土场：8%；
- 3、最小平曲线半径：地面 30m；采场排土场 15m；
- 4、路面宽度：地面 10.0m；采场和排土场 12m；
- 5、路基宽度：地面 12m；采场和排土场 15m；
- 6、行车速度： 25km/h；
- 7、垫层厚：地面 0.6m（剥离岩石）；
- 8、面层厚：地面：0.4m 泥结碎石（剥离物）；
- 9、最小曲线半径时的超高横坡 6%；
- 10、最小曲线半径时的曲线外侧加宽 2.0m；
- 11、竖曲线半径 500m（地面）；
- 12、停车视距 采场排土场：30m；地面 40m；
- 13、会车视距 采场排土场：60m；地面 80m；
- 14、坑内两水平连续坡道之间设平坡，其长度不小于 50m。

五、行车密度及咽喉通过能力

1、行车密度

行车密度根据运输通路的数量、出入口多少以及分配流量不同，其密度也不同。行车密度以达产年采、剥总量作为基础数据，根据当年运输系统形式进行计算。本矿由于地形关系，达产时为外部总沟开拓，全部煤、岩经采场西北部出口运往外排土场和储煤场，则行车密度由下式计算：

$$N_{\text{密}} = (Q \times K_3) / (24HGK_1K_2), \text{ 对/h}$$

式中： $N_{密}$ ——行车密度，对/h；

Q ——一年总运量，剥离物与采煤量之和 2258 万 t；

H ——年工作日，330d；

G ——汽车载重量，22t；

K_1 ——时间利用系数；0.75

K_2 ——汽车载重利用系数；0.95

K_3 ——运输量不均衡系数；1.15

经计算,则本矿的行车密度为 209 对/h。

2. 咽喉通过能力

咽喉设计通过能力按下式计算：

$$N_{咽} = (1000 \times V \times K_1 \times K_2) / S_t, \text{ 对/h}$$

式中： $N_{咽}$ ——咽喉通过能力，对/h；

V ——汽车运行速度，25km/h；

K_1 ——运行车辆不均衡系数；0.60

K_2 ——考虑会车、交叉口及制动等因素的安全系数，取 0.50

S_t ——同一方向上汽车之间安全距离，即停车视距，取 30m；

求得本矿的咽喉区间通过能力： $N_{咽}=250$ 对/h。

$N_{咽} > N_{密}$ 则露天区运输不存在咽喉瓶颈。该矿运输系统咽喉区间能够满足正常生产需求。

第五节 穿孔爆破

该矿采场上部为第四系松散物黄土，占剥离总量的 30%，无需爆破；松散物以下剥离物为泥岩和砂质泥岩以及各种粒度的砂岩，其中中等硬度的岩石占 70%以上，虽然有部分软岩，但其坚固性相对液压挖掘机的

切割分离能力仍然偏大，因此该矿的全部岩石剥离物需要穿孔爆破；本矿煤的坚固性接近中等强度，也需要全部爆破。

一、钻机选型

本矿原煤年产量设计为 120 万吨，首采区平均剥采比 $7.5\text{m}^3/\text{t}$ 左右，达产后年采剥总量达 9.60Mm^3 ，其中岩石年爆破量为 6.83Mm^3 ，初步设计确定采用 KQG-150 型潜孔钻机进行岩体穿孔，采用 KXD-80 回转钻机进行薄煤层穿孔与采空区探查。

本矿有部分薄煤层，还有部分采空区，生产中需对采空区进行超前探查，从实践中的经验看，KXD-80 回转钻较适合薄煤层穿孔和采空区探查，结合二者的实际情况，初步设计决定补充 2 台 KXD-80 钻进行薄煤层穿孔和采空区超前探查。KQ-150 型潜孔钻机的技术规格见表 6-5-1，KXD-80 回转钻机的技术规格见表 6-5-2。

KQG—150 型潜孔钻机技术规格表

表 6-5-1

序号	性能及规格	单位	数据	备注
1	钻孔直径	mm	170	
2	钻孔深度	m	17.5	
3	钻孔方向	°	60、75、90	
4	适应硬度	f	8—16	
5	钻具转矩	转/min	21.7/29.2/42.9	
6	回转扭矩	kgm	296.5/249.7/213.5	
7	推进轴压	kg	0.7	
8	推进行程	m	9	
9	提升能力	t	2.5	
10	提升速度 max	m/min	16	
11	辅卷提升速度	m/min	16	
12	辅卷提升能力	t		
13	辅卷提升速度	m/min		
14	钻杆直径	mm	133	
15	钻杆数量	根		
16	钻杆长度	m	9	
17	冲击器：型号		C150B	
18	爬坡能力	0	14	
16	接地压强	Kg/cm	0.6	
17	供电电压	V	380	
18	电机总容量	kW	59.5	
19	机器总重	t	14	

KXD-80 型切削回钻机规格参数表

表 6-5-2

序号	规格性能	单位	参数	备注
1	钻孔直径	mm	85-105	
2	钻孔深度	m	35	
3	钻孔倾角	度	60-90	
4	一次推进行程	m	4	
5	回转速度	R/min	120	
6	回转扭矩	N·m	3000	
7	推进力	kg	5890	
8	提升力	kg	2880	
9	推进速度	M/min	3.86	
10	提升速度	M/min	6.6	
11	行走速度	Km/h	1.0	
12	爬坡能力	度	20	包括空压机
13	最大工作电机容量	kW	65+45	自带空压机
14	空压机供气参数	M³/min	6	
15	压力	MPa	0.7	
16	供电电压	V	380	
17	除尘方式		干式	
18	机重	t	10.5	

二、穿爆工作

炮孔布置及爆破参数的确定

布孔方式：矩形。

装药方式：全段装药。

爆破方式：松动爆破。

爆破方法：毫秒微差爆破。

炸药单耗：岩石：0.32kg/m³；煤层 0.22 kg/m³；

炸药种类：铵油炸药。

炮孔布置根据各采剥台阶的不同情况分别选取具体参数见表

6-5-3。岩石台阶钻孔布置图见插图 6-5-1，煤台阶钻孔布置图见插图 6-5-2。

穿爆参数表

表 6-5-3

序 号	穿爆参数	符 号	单位	岩 层	煤 层
1	台阶计算高度	H	m	10	3.28（8 号）
2	工作台阶坡面角	α	°	70	70
3	采掘带宽度	A	m	12	12
4	孔径（扩孔系数 1.1）	D	mm	165	110
5	钻孔倾角	θ	°	90	90
6	底盘抵抗线	W	m	7	4
7	平盘布孔规格	a×b	m×m	6×5	4×4
8	炮孔密集系数	m		0.8	1.0
9	钻孔超深	e	m	1.5	0
10	炮孔长度	L	m	11.5	3.36
11	装药长度（前排）	Le	m	7.6	1.31
12	填塞长度（前排）	Lx	m	3.9	2.05
13	炸药密度	P	kg/m³	950	950
14	每孔装药量（前排）	Q	kg	134.4	11.8
15	每孔爆破量	V	m³	420	53.8
16	爆破率	λ	m³/m	36.5	16
17	炸药平均单耗	q	kg/m³	0.32	0.22

三、起爆方式及起爆器材

非电导爆的导爆管爆破技术在露天矿山得到广泛成功的运用，导爆管网络技术克服了其它非电导爆器材的多种弊病，而且操作简单易行，可方便的组成各种爆破网络，适应各种工作面形态，因此设计决定采用导爆管技术进行爆破网络起爆，为了提高爆破效果，简化操作程序，提高安全程度，设计采用孔外毫秒延期、孔内置瞬发雷管的微差爆破。爆破连线如插图 6-5-3 所示。

四、爆破材料

按照鄂尔多斯市的规定，中、小型露天矿的爆破工程必须委托具有资质的民用爆破公司承担，矿方需与有关爆破公司签订协议，进行工程外委。爆破工作要严格执行《露天煤矿爆破规程》，确保生产安全。

达产年爆破材料消耗量见表 6-5-4。

达产时爆破材料消耗总量表

表 6-5-4

项 目	单 位	单 耗	煤台阶	岩台阶	合 计
年爆破量	10 ⁴ m ³		85	683 (二次爆破 13.7)	781.7
胺油炸药	t	煤 0.22kg/m ³ 岩 0.32kg/m ³	187.0	2253.9	2440.9
导爆管	10 ⁴ m	0.075 m/m ³	6.375	52.2	58.6
毫秒雷管	个	0.002 个/m ³	1700	13933.2	15633.2
瞬发雷管	个	0.005 个/m ³	4250	34833	39083
激发枪	个	2			

五、爆破施工组织

露天矿已和民爆公司签订了爆破协议（见附件）。生产中需要爆破

时及时和民爆公司联系，将爆破所用的火药量，起爆器材数量、爆破时间等予以充分说明，爆破工作的具体操作由民爆公司完成，露天矿予以协助，如负责爆破的安全警戒，人员清场等。

六、穿孔爆破安全防护与措施

1、由于爆破作业自身具有很大危害性，爆破必须严格执行《爆破安全规程》，特别是二次爆破，容易发生个别飞石，需要严加注意。

2、爆破前，人员和设备必须撤至安全地带，距离执行爆破规程。

3、爆破时，在爆区四周安全距离外围布置警戒人员，设置安全防护距离，正常深孔爆破时，警戒距离为 200m，二次爆破时，炮眼法不得小于 200m；裸露爆破在药量不超过 20kg 时，警戒距离不得小于 200m；药量超过 20kg 时，不得小于 400m。二次爆破时，储煤场要注意做好重点防护。

4、发生拒爆和熄爆时，首先要严格按照《露天矿爆破工作规程》的要求，按规定时间进入炮区，其次应分析原因，采取措施，并必须遵守以下规定：

（1）在专人监视下进行检查，并在危险区边界设警戒，严禁无关人员进入警戒区或在警戒区内进行其它作业。

（2）因地面网络连接错误或地面网络断爆出现拒爆，可再次连线起爆。

（3）如炮孔内为非防水炸药，可向孔内注水浸泡炸药，使其失效，重新穿孔装药爆破。

（4）严禁穿孔机按原穿孔位穿孔，应在距拒爆孔 10 倍处重新穿孔装药爆破，孔深应与原孔相同。

(5) 如不能立即处理, 应报告矿调度室, 并设置拒爆警戒标志, 派专人指挥挖掘机挖掘。

5、本矿因为进行过井工开采, 氧气通道畅通时可能引起煤层自燃, 设计规定有明火的炮孔和孔内温度超过 40° 时即定义为高温孔, 高温孔的爆破要严格执行《露天矿爆破规程》中高温孔爆破的有关规定和程序进行作业, 不再赘述。

6、爆破尽量坚持当日装药当日爆破, 并限定爆破时间, 不能当日爆破时, 矿方与民爆公司要共同派人在炮区警戒值班。

7、对从事爆破工作的职工, 必须经过严格的培训, 取得爆破许可证, 掌握火工品性能, 熟悉爆破安全规程, 事故预防及事故处理等知识。各有关人员均应严格执行原煤炭工业部颁布的《露天矿爆破工作规程》。

8、露天矿车辆不得与民爆公司炸药专用车在行驶中抢行, 炸药专用车严禁随意停车, 不允许无关人员搭乘。冬季在冰雪路面上行驶, 要有防滑措施。

9、夜间、雨天和大风天禁止爆破作业。

七、起爆药量及安全措施

1、一段最大起爆药量

根据本矿露天开采工艺布置及爆破物料和炸药性质, 设计确定每孔装药量为 134.4kg , 采用多排深孔微差松动爆破, 一次同时最多爆破孔数为 2 个, 最大一段起爆药量为 268.8kg 。

2、防治爆破震动的安全措施

(1) 地震波安全距离

根据爆破地震波安全距离计算公式:

$$R=(k/v)^{1/a}Q^m$$

式中：

R——爆破地震波安全距离，m；

Q——爆破装药量，取一段起爆药量 268.8kg；

v——被保护建、构筑物物质点振动安全速度，按土坯房、毛石房取
 $v=2.5\text{cm/s}$ ；

m——药量指数，取 $m=1/3$ ；

k——与建、构筑物地基、地质条件有关的系数，按软岩取 $k=200$ ；

a——地震衰减指数，按软岩取 $a=1.5$ 。

经计算，爆破地震波安全距离为 119.8m，爆破点与矿方建设的地面建筑物距离必须大于此值，并在实际爆破中必须设置 200m 的警戒线，人员、设备需撤离至警戒线外。

（2）空气冲击波安全距离

爆破空气冲击波安全距离按下式计算：

$$R_{qc}=k_a Q^{1/2}$$

式中： R_{qc} ——爆破空气冲击波安全距离，m；

Q ——爆破装药量，一段起爆药量为 268.8kg；

k_a ——爆破空气冲击波安全系数，安全无破坏取 $k_a=4$ ，偶尔玻璃破坏时取 $k_a=1.5$ 。

经计算，爆破空气冲击波安全距离分别为 65.6m 和 24.6m，新建的地面建、构筑物距爆破区均大于此值，爆破不会造成任何破坏；爆破时各种设备应撤离距爆破区不小于 65.6m 的安全区域，并且驾驶室背向爆破区。

(3) 爆破飞石安全距离

爆破飞石飞散安全距离按下式计算：

$$R_f = k_a 20n^2 w_o$$

式中：Rf——爆破飞石飞散安全距离，m；

w_o——最小抵抗线，取 w_o=7 m；

n ——爆破作用指数，松动爆破取 n=0.75；

k_a——安全系数，取 k_a=1。

经计算，爆破飞石飞散安全距离为 78.8m，小于深孔松动爆破时安全警戒距离 200m，爆破时按 200m 距离警戒是安全的。

3、防治爆破震动的安全措施

(1) 采用多排深孔微差爆破，还需采取分段装药，以减少爆破震动。

(2) 民爆公司爆破时，矿方应将限制药量向民爆公司交代清楚，以减少爆破震动对周边建筑和设施带来不利影响。

民爆公司爆破时，矿方还要与民爆公司做好生产协调，做好自身生产设施和设备的爆破防护。

特殊地质条件的地段或距离小于地震波安全距离时，采用凿岩机进行破碎。

(3) 在生产过程中，应参照《煤矿安全规程》的规定制定出符合矿田实际针对各个工种、各种设备设施爆破时的安全措施。

第六节 开采技术安全措施

一、采空区、火区

(一) 采空区

采空区的存在给露天矿安全生产带来重大安全隐患，针对本矿大面积的采空区，设计提出了具体的安全防护措施及作业方式，以此提高生产、管理人员的高度重视。

1、采空区探测

采空区的作业，首先要对采空区进行探测，采空区的探测以物探手段为主，以钻探为辅并作为物探的验证。物探以下述方法为主：

a、重力法

重力法勘探原理建立在万有引力定律及重力加速度基础上，不同的岩石密度不同，不同的岩石也有不同的重力加速度。由于采动区的密度值远小于围岩，故通过重力法进行物探可在一定程度上测出采动区的范围与深度。

b、直流电法

从理论和实验中得知：煤层、灰岩电阻率最高，其次是砂岩、泥岩等。尽管煤层电阻率高达几千 Ω ，但仍远小于“空气”（即煤层中的采空区）中的电阻率；当岩层有松散、裂隙及地下水存在时，电阻率会急剧下降，所以判断采空区的存在，要在高电阻率的背景下（即围岩），划分出低阻异常，或在相对低电阻背景下寻找高阻异常。

初步设计推荐首先采用重力法和直流电法探测开发矿田范围内的矿井采空区，其次用 KXD-80 型潜孔钻机进行钻探探查，互为验证，查清采空区现状。

2、标 识

探测工作结束后，要迅速将探查和探测出的成果反映在采剥工程平面图上，该图应包括井下全部巷道及采空区和排土场排弃塌陷区及采场

至排土场运输道路存在采空区的位置、范围和空间高度以及垂高，并进行现场测量标定，设置警示牌，以策安全。

3、穿 孔

考虑物探结果的误差等因素，采用钻探法确定爆破范围。

4、爆破参数的确定

最小抵抗线确定：

$$W_c=0.16h+0.29 h'$$

式 中：

W_c ——采空区爆破孔最小抵抗线，m；

h ——探查孔深度，m；

h' ——空巷高度，m。

其余参数可参照爆破一节确定。

采空区爆破不同于露天矿标准爆破，而属于加强松动爆破，以保证爆破后岩石破碎粒度适当并充实充满采空区空间，不能出现需二次破碎的大块，否则充填不实。因此，采空区爆破的炸药单耗要大于正常台阶爆破，采空区爆破炸药单耗在标准松动爆破的基础上提高 30%。在采空区上部爆破时必须制定有专项的安全技术措施，除钻机外其它设备需撤离至安全区域，并有专人指挥作业。

5、采空区爆破前 CH₄ 测试。

本矿田瓦斯虽然较低，但在长时间的聚集过程中，一定区域内难免形成高浓度瓦斯含量，矿山爆破时有引起瓦斯爆炸的危险，因此，在井巷、采空区爆破作业前应对炮孔的 CH₄ 含量进行检测，如果 CH₄ 超标，应采取向孔内进行通风的措施，直至降到 CH₄ 规定值（1.0%）之下，瓦

斯超过 1.0%禁止爆破作业。

6、挖 掘

爆破后，采空区有可能尚未完全充实，本设计规定由挖掘机站立在旧巷及采空区暴露端头的一侧进行挖掘。

7、采空区上部覆盖层临界值确定

采空区上部覆盖层临界值的确定，是为了保证人员和设备站立水平处于相对的安全范围内，采空区的冒落高度用下式计算：

$$H_m = (3 \sim 4) M$$

式 中：

H_m ——冒落高度，m；

M ——采高，m。

为了安全考虑，采空区上部覆盖层临界值为冒落高度加上 10m 覆盖层厚度，特殊地段的覆盖层厚度应适当调增，比如弱岩等。

8、作业管理

矿山要设立采空区作业的专门管理机构，管理事项如下：

（1）采空区作业必须实行特殊作业专项负责制，确定专项作业负责人。

（2）管理机构要对生产作业情况经常进行核查，发现异常及时进行处理，制定突发事件的抢险救援预案。

（3）制定具体的采空区生产作业规程，对具体作业人员进行培训，使作业人员对面临的现实危险有足够的认识，能够严格按作业规程进行生产，对异常情况有思想准备。

（4）生产中如发现情况异常，如出现积水、瓦斯聚集时，应及时

撤出人员和设备，采取相应措施后再行生产。

9、作业中的具体注意事项为

(1) 在旧巷及采空区作业前，空巷探测仪器进行探测，再用钻机打前探眼，用瓦斯检测仪进行探测，上部不足临界值时，再提前穿孔爆破，促使采空区上部彻底塌落充实，再行作业。

(2) 采空区上部覆盖层临界值确定

如果发现采空区内的瓦斯浓度达到或超过爆炸临界值，要采用强制的方式对采空区的瓦斯进行排放，降低瓦斯的浓度，带降低到爆炸临界值以下后方可实施爆破。

(3) 没条件时，在上部不足临界值高度内进行剥离作业时，采、运及辅助设备不得横垮旧巷及采空区，必须由挖掘机站立在旧巷及采空区暴露端头的另一侧进行挖掘，使旧巷及采空区顶板冒落充实后，挖掘机及其它设备才可横垮旧巷和采空区进行作业。

(4) 在旧巷及采空区上部覆盖层厚度超过临界值进行剥离作业时，由于挖掘机及其它设备均属小型设备，自重不大，可以横跨旧巷和采空区作业，但要随时观察。

(5) 为了确认采空区具体位置，可用钻机对整幅采掘带先进行穿孔前探，对危险地段提前爆破处理，促使采空区彻底塌陷，然后采装设备再进入现场作业。

(6) 施工前要对小窑积水情况提前探明，若发现存在积水，根据情况进行疏干排水。

(7) 采空区作业必须实行特殊作业专项负责制，专门管理机构要指派人员作为作业负责人。

(8) 对于揭露的旧巷道要及时封堵,防止长时间通风进氧引发旧巷道中的残煤自燃。

(二) 火区治理

露天矿开采煤层属自燃煤层,在露天开采过程中存在着火的安全隐患,以下简述火区作业时的安全技术措施。

- 1、隔离:条件允许时,应将煤层清理干净,隔断火区蔓延通路。
- 2、洒水降温:对小范围的燃烧体洒水降温,以利于采掘设备作业。
- 3、封堵及覆盖:在边坡出露的空巷口打密闭断绝火区空气来源,此法需请专业队伍进行处理;或用黄土将其覆盖。

4、高温孔爆破

本安全技术措施结合当地政府相关灭火文件精神要求:制定 40℃ 以上高温孔的相应爆破安全措施。

(1) 一般规定

① 火区内进行打眼作业前,必须先对打眼区域进行注水降温处理,等温度下降到 40℃ 以下后,再按设计的炮孔位置和技术规格进行打眼。

② 火区穿爆工作应保证足够供水,确保穿爆工作能够安全顺利地进行。

③ 对于温度超过 40℃ 的炮孔必须前注水降温,使温度下降到 40℃ 以下,并在 10 分钟内不能反弹到 40℃,方可装药爆破。

④ 对于经注水后温度仍不能下降到 40℃ 以下或温度反弹很快的高温孔,禁止装药爆破。

⑤ 火区爆破必须使用钝感炸药,起爆使用导爆索起爆法。施工单位在施工过程中,不能任意变更炸药的品种,更不能将常温孔爆破材料

和高温孔爆破材料混在一起使用。装填炮眼时，应将炸药和雷管进行隔热处理，以免因受热而发生早爆。

⑥ 火区爆破禁止使用电雷管、火雷管、导爆管。使用的导爆索、铵沥蜡炸药不得直接放于高温地面上。

⑦ 高温火区只能采用炮眼爆破，禁止采用硐室爆破或扩壶爆破。

⑧ 每次火区爆破，高温孔个数不得超过 5 个。

（2）爆破前工作

① 凡是在温度不正常的区域爆破时，装药前必须仔细检查各炮孔内温度，对于有明火及高温孔（高于 40℃，下同），必须经过灭火降温处理后方可装药爆破，否则严禁装药。

② 检查孔温方法：测温仪检查法。

如果测温仪显示温度超过 40℃则为高温孔。

③ 检查孔内温度，应详细记录检查结果，对不合格的高温孔应插上标志。

④ 火区爆破必须提前测量炮孔深度、温度等技术参数，做好炮孔检测记录，并提前做好爆破设计，否则禁止装药爆破。

（3）装药、充填及爆破

① 经注水降温后的炮孔必须一孔一爆，严禁多个炮孔连片齐放。

② 复查孔深，配好各孔药量，把药包摆在高温孔旁；

③ 装药前先派出警戒哨，将警戒线布置好。

④ 首先将各炮孔起爆器材连接好；先装填温度正常的炮孔，同时撤出一切不用的器材；

⑤ 预备起爆信号发出后，起爆人做好起爆的一切准备；马上装填

高温孔，炮区负责人随后检查。

⑤ 装药人全部撤离炮区并躲到安全地点后，立即起爆。

（4）装填高温孔注意事项

① 在装药时，每次爆破现场施工人员不超过 2 人，两人分工明确，密切配合，认真观察炮区的异常情况。

② 装药时动作要准确而迅速，若发生炮孔卡堵，只允许立即用炮杆进行处理。对 1 分钟内处理不了的炮孔应立即放弃，马上撤离、进行起爆。

③ 装药时若发现炮孔有冒烟等异常现象，指挥人员立即命令人员全部撤离，已装好的炮孔可立即起爆。

④ 装药时应先装炸药，后下起爆药包。严禁先装起爆药包，后装炸药。

⑤ 装药人在装填完毕炮孔时应迅速撤离，不得再靠近已装填完毕的高温孔。

⑥ 经过降温处理的高温孔（温度降至 40° 以下），从开始装药至点火起爆，全部操作规程时间不得超过 3 分钟。

⑦ 先连接起爆网络，然后将炸药、起爆药包、引线、充填物装入 PVC 管中（管径要小于孔径），准备完毕后，将 PVC 管一次性装入孔中。

⑧ 高温孔不得进行扩壶作业。

5、火区作业

（1）挖掘机在火区作业时，首先检查工作面的温度、有无明火，严禁将明火装在卡车上。

(2) 如果火区工作面有明火或工作面温度超过 40℃时, 挖掘机应停止作业、洒水降温, 待无明火和温度降到 40℃以下, 方可作业。

工作面温度超过 40℃时, 必须立即停止施工, 撤出人员采取有效措施进行处理。

(3) 卡车在火区作业时, 应注意路面和装车地点的温度, 超过 40℃时应洒水降温。

(4) 卡车在火区作业时, 司机应精神高度集中, 经常观察火区情况, 不准将车停在水煤气涌出处和明火高温区上, 防止中毒和车体着火。

(5) 严禁漏油的挖掘机、卡车、推土机在火区工作面上作业。

(6) 火区作业, 挖掘机、卡车、推土机等每台设备要配备 1~2 个灭火器。机构设备达不到完好标准的, 不准在火区内作业。

(7) 挖掘前, 必须用束流或喷雾状态的水将灼热体、燃烧体预先冷却, 必须用水彻底扑灭余火。

(8) 挖掘作业由火区边缘向火源中心进行, 边降温边挖掘。

(9) 挖掘出来的灼热体、燃烧体残渣, 应排放到煤系地层以外。

(10) 挖掘区内不得留有灼热体、燃烧体残渣。

(11) 降温喷水作业人员在高温区域降温工作时, 必须站在上风侧, 并与火区保持至少 5m 的安全距离, 以防蒸汽烧伤、烫伤或一氧化碳中毒。若工作面覆盖有大量浮土, 应先将浮土用机械挖去或用高压水枪冲走, 将岩体内部聚集的高温高压气体释放出来, 以防发生水煤气爆炸事故。

(12) 设备在平盘作业或行走时, 必须与坡顶线保持 2m 的安全距离, 以防台阶沿塌陷, 造成安全事故。

(13) 装载点、卸载点要有专人负责观察和指挥。操作者不得将窗户关严，以便出现紧急情况时能听见哨声或呼喊声。

(14) 各类设备停止作业时，不得停在明火高温区，应停放在远离工作面、温度正常、平坦安全的地点。

(15) 工作面必须保持边帮整齐，不得留有超过 2m 以上的突出岩石。工作面上部的浮石必须清理干净，否则不准作业。

在处理伞檐或浮石过程中，必须有两人以上进行作业。固定保险绳的地锚必须安全可靠。处理伞檐或浮石人员必须身系保险绳，由上逐下分片进行处理。

(16) 剥挖工作面必须保持底盘清洁平整，工作面每 30m 范围内不得有超过 300mm 坑包。沿煤层底板推进的工作面可有一定的坡度，但不得超过装载和运输设备的最大爬坡能力，且坡面上必须保持平整。

(17) 台阶边缘必须设置高不小于 0.6m、宽不小于 1.0m 的安全土档。

(18) 火区降温时要遵循由外围向火源中心合拢的原则，从温度最低的火源表面开始注水灭火，然后逐渐地逼向火源中心。

二、采空区穿孔、爆破安全技术措施

(一) 钻孔作业的安全措施

1、钻机钻孔前，必须经先探测空巷具体位置，钻机站立于岩石台阶之上，采空区顶部至工作面厚度大于或等于临界值时，钻机方可进入作业。

2、钻机打孔时，一人在司机室操作，一人在地面监控，发现地表有裂缝、塌陷等异常现象，设备应立即撤出采空区上方到安全地带；

3、钻机打透的炮孔，必须及时封堵，防止采空区的煤层见空气后发生自燃并产生火孔。

4、钻机作业应在白天，以便地面监控人员便于观察地表的变化。

（二）采空区空巷内火煤区的安全措施

钻机进行钻孔过程中，如发现孔内温度变化显著，首先需要用温度计进行测温，发现异常，及时封堵，装药前注入水进行降温，最后装药起爆。

（三）采空区空巷内积水区的安全措施

一般不会影响到爆破作业，但探测到积水超过 1.5m 时，要备用抽水设备，进行抽水排放，以防在采煤过程中发生透水事故，伤及人和设备。

（四）爆破作业应采取的安全措施

1、由于爆破作业自身具有很大危害性，爆破必须严格执行《爆破安全规程》；

2、爆炸材料的购买、运输、储存、使用和销毁，必须符合国家有关法规和标准的规定。爆破作业使用的器材，必须符合国家或行业标准。

3、装药前在爆破区两端插好警戒旗，严禁与工作无关人员和车辆进入爆破区。

4、雷管脚线、导爆管的连线和装药布设必须由专人负责。

5、装药时，每个炮孔同时操作人员不应超过 2 人，严禁向炮孔内投掷起爆具和受冲击易爆的炸药，严禁使用塑料、金属或带金属包头的炮杆。

6、炮孔卡堵或雷管脚绊及导爆管损坏时应及时处理，无法处理时

必须插上标志，按拒爆处理。机械化装药必须由专人操作。

7、爆破时必须要有安全警戒负责人，并向爆破区周围派出警戒人员，警戒哨与爆破工之间应实行“三联系制”，因爆破发生中断生产事故时，应立即报告矿调度室，采取措施后方可解除警戒。

8、凡是火工品管理、运输和使用人员必须穿着防静电服装，不能穿带钉子的鞋，不得携带火柴、打火机等点火物品。

9、在爆区四周外围的警戒人员要防止其它人员误入。警戒距离为：松动爆破不得小于 200m，二次爆破不得小于 400m。机动设备不得停留在爆区附近，如不能撤离，应采取保护措施。挖掘机、穿孔机、风泵车、信号箱、电器柜、变压器、移动变电站、高压电缆的警戒距离不得小于 50m，司机室背对爆区。与电杆距离不得小于 5m，在 5m~10m 时，必须采用减震爆破。

10、爆破后应有专人负责检查是否有未爆孔，如发现有未爆孔应妥善处理，确认安全后，方可撤离警戒人员。

11、对从事爆破的职工，必须经过严格的培训，掌握火工品的性能，熟悉爆破安全规程，事故预防及事故处理等知识，放炮员必须持证上岗。

12、采用多排深孔微差松动爆破，以减少爆破震动，减少一次装药量，有条件时采取分段装药。不得采用裸露爆破。

13、爆破工作要根据批准的设计文件或爆破方案进行，每个爆破工地都要有专人负责放炮指挥和组织安全警戒工作。

14、在浓雾、闪电、雷雨及六级以上大风天气和黑夜时，不得进行露天爆破作业。

15、进行爆破时，应同时使用音响、视觉两种信号并通告，使附近

有关人员均能准确识别。只有在完成警戒布置并确认安全无误后才能发出起爆信号。在一个地区同时有几个场地进行爆破时，应统一行动，并统一指挥。

16、在爆破区域内放置和使用爆炸材料过程中，20m 内严禁烟火，10m 内严禁非工作人员进入。

17、炮眼爆破过后，无论残眼内有无炸药，绝对禁止打残眼。

18、瞎炮处理：在专人监视下检查并设警戒，严禁无关人员进入或进行其它作业；如因网络问题可再次连线起爆；如孔内为非防水炸药，可注水使其失效，浅孔可用风或水将炸药清除；在距离瞎炮孔 1m 处重新穿孔装药爆破；如不能立即处理，应向上汇报并设拒爆境界标志，派专人指挥挖掘机挖掘。

三、设备安全作业

为保证剥采设备夜间安全作业，在采场、排土场等主要路段设置照明，且照明光线不得对司机构成干扰。

（一）穿孔作业

1、潜孔钻机穿孔

（1）按照布孔要求作业，布孔与要求之间误差不得大于 200mm，且不得误差于本台阶坡顶线方向。

（2）钻机沿台阶坡顶线行走时，外侧履带距坡顶线最小距离不得小于 3m；

（3）钻机起落大架子时，10 m 以内无关人员不得停留；

（4）钻机行走必要时使用推土机牵引以及放下钻架；在高压线下通过时，钻架顶端与高压线的最小垂直距离不得小于 1m；在作业和行

走时，钻架与高压线的水平距离不得小于 2m。

2、二次破碎穿孔

(1) 在大块上部穿孔找好站立位置，防止失稳。

(2) 风线捆扎要牢，两头连接处要有连线，防止脱落造成风线飞舞伤人。

(3) 大块穿孔处应与挖掘机、卡车留有安全距离，防止卡车倒车失误、挖掘机斗杆旋转带来车辆伤害和物体打击。

(4) 须佩带安全帽穿戴好工作服、劳保鞋。

(5) 进行根底穿孔前应将台阶上部浮石清理干净，穿孔时设专人观察上部台阶情况（观山），并在事先确定紧急时的联系方式（凿岩机的噪声使穿孔工听不到喊声，而紧急情况时观山人员又不允许上前）。

(6) 打冻顶时须找好安全站立位置，钻杆朝台阶坡顶线处倾斜。

(二) 挖掘机作业

1、挖掘机向卡车装载时应遵守下列规定

(1) 勺斗容积和物料块度应与卡车载重相适应，设计选用的挖掘机自卸卡车基本上是匹配的。

(2) 单面装车作业时，只有在挖掘机司机发出进车信号，卡车开到装车位置停稳并发出装车信号后，方可装车。双面装车作业时，正面装车卡车可提前进入装车位置；反面装车应由勺斗引导卡车进入装车位置。无论正反面装车，车、铲之间均应在装车前后用鸣笛方式做到呼唤应答。

(3) 挖掘机装载第一勺斗时，不得装大块；卸料时尽量放低勺斗，严禁高吊铲斗装车。

(4) 装入卡车里的物料，如超出车箱外，影响安全时，必须妥善处理，才准发出发车信号。

(5) 装车时严禁勺斗从卡车驾驶室上方越过。

(6) 装入车内的物料要均匀，严禁单侧偏载、超载。

2、挖掘机在挖掘过程中，碰到下列情况时必须停止作业，退到安全地点，并报告有关部门检查处理：

(1) 发现台阶崩落或有滑动迹象，危及挖掘机安全。

(2) 临近爆堆尽头作业时，如上部工作面有伞檐或大块物料，可能砸坏挖掘机。

(3) 暴露出未爆炸的药包或雷管。

(4) 临近有冒落危险的老窑或火区。

(5) 遇有特殊松软岩体，可能造成挖掘机沉陷或掘沟突水有可能造成设备被淹。

(6) 发现不明地下管线或其它不明障碍物。

3、操作挖掘机必须遵守下列规定

(1) 运转中严禁维护和注油。

(2) 勺斗回转时，必须离开采掘工作面，严禁连挖带转。

(3) 在回转或挖掘过程中，严禁勺斗突然改变方向。

(4) 遇坚硬岩体时，严禁强行挖掘（生挖硬啃）。

(5) 严禁在不符合机器性能的纵横坡面上工作。

(6) 严禁用勺斗直接救援任何设备。

(7) 挖掘机作业时，必须对工作面进行全面检查，严禁将废铁道、废铁管、勺牙、配件等金属物和拒爆的炸药、雷管等装入车内。

(8) 正常作业时, 天轮距高压线的距离不得小于 1m, 距回流线和通讯线不得小于 0.5m。

(9) 无关人员严禁进入作业半径以内。

4、同一台阶两台及以上挖掘机作业, 其工作线长度不得小于 200m。

5、相邻上、下台阶挖掘机以及挖掘机与其它设备、设施如果构成互相影响时, 其安全距离不得小于 50m。

6、台阶坡面、运输设备与挖掘机尾部之间的距离不得小于 1m。

7、挖掘机停止作业时, 司机室应位于工作面相反一侧。

8、挖掘机行走和升降段应遵守下列规定

(1) 行走前应检查行走机构及制动系统。

(2) 根据台阶高度、坡面角, 使挖掘机的行走路线与坡底线和坡顶线保持安全距离。

(3) 挖掘机应在平整、坚实的台阶上行走, 当道路松软或含水有沉陷危险时, 不得通过。

(4) 挖掘机升降段或行走超过 300m 时, 必须有专人指挥; 行走时主动轴在后, 悬臂对正行走中心, 及时调整方向, 严禁原地大角度扭车。

(5) 挖掘机行走时, 过高压线应降低悬臂高度, 其顶端距高压线的最小垂直距离不得小于 1m; 过电缆、水管等障碍物时, 必须采取停电、履带前加道木等安全措施。

(6) 挖掘机在升降段之前应预先采取防止下滑的措施, 如就地取材, 用剥离物在下滑方向做挡土堆, 挡土堆在不影响卡车装载的情况下, 考虑坡度、挖掘机与挡土堆距离尽可能大, 能有效阻挡挖掘机的意外下

滑；坡度较小时可用道木在履带下滑方向一端打眼。

（7）挖掘机上、下坡时，不得超过挖掘机规定的最大允许坡度；在最大允许坡度内上、下坡时，如坡度较大，可用推土机辅助，设专人指挥。

9、暴雨期间，遇有水淹和片帮时，应及时将挖掘机开到安全地带，事后向上汇报。

10、超高台阶应分段，不允许超高作业。

11、卡车在工作面装车时必须遵守下列规定

（1）待进入装车位置的卡车必须停在挖掘机最大回转半径范围之外；正在装车的卡车必须停在挖掘机尾部回转半径之外。

（2）正在装载的卡车必须制动，司机不得将身体的任何部位伸出驾驶室外，严禁其它人员上、下车和检查维修车辆。

（3）卡车必须在挖掘机发出信号后，方可进入或驶出装车地点。

（4）卡车排队等候装车时，车与车之间必须保持一定的安全距离。

四、排土场安全作业

1、排土场排土后应严格按排弃参数作业，总排弃帮坡角不得超过最终稳定帮坡角，以保证排土场的稳定和设备安全作业。

2、卡车重大事故发生的主要危险因素之一是准备自卸之前倒车速度过快、过猛以及倒车方向不准，为此对司机必须坚持长期教育，牢固树立安全观念，必须熟练准确掌握慢速倒车技术（垂直工作面倒车）。

3、卡车重大事故发生的主要危险因素之二是制动失灵，因此司机必须熟练掌握制动技术，在自卸位置要停准、停稳；并及时排除机械电气故障，设备要始终保持完好状态。

4、卡车重大事故发生的主要危险因素之三是工作面没有安全堤或安全堤不合格。工作面要必须有连续的、高度不小于轮胎直径 2 / 5 的安全堤。

5、卡车重大事故发生的主要危险因素之四是排土工作面没有照明或亮度不够，司机视觉不清，造成倒车方向不准、停不准、停不稳、甚至翻车。为此，排土场必须设置移动照明车。

6、保持排土工作面有 3%~5% 反向坡，一为沉降留有系数，二为防止存水，三为倒车停车方便和安全。

7、确保排水通畅，减少排土场底部余水，保证排土场整体稳定。如发现边坡整体稳定有问题时应分析原因，必要时可减缓工作帮坡角及最终帮坡角。

8、排土场要作好基底加固措施，防止排土场下沉。

根据露天矿实践经验，在排土场冲沟下应设盲沟疏水，防止积水和滑坡。

五、露天矿救护

本露天矿救护依托就近区域的矿山救护支队，并必须与所依托的救护大队签定救护协议。

本露天矿设有辅助矿山救护队，并配有相应的救护装备和自救器材，供生产人员在灾害条件下进行自救。

六、其它安全措施见第二十二章职业安全卫生相关内容。

第七章 矿建工程和开采进度计划

第一节 矿建工程及建设时间

一、矿建工程

1、露天矿移交标准

按《煤炭工业露天矿设计规范》的要求，中型露天矿的移交标准为：

- (1) 移交生产时，外部生产设施及辅助设施建成并可投入运行。
- (2) 露天矿采煤及剥离运输系统已经形成。
- (3) 按生产规模完成全部基建工程量。
- (4) 移交生产时生产能力不低于设计规模 40~50%。
- (5) 移交生产时可采煤量不低于 2~3 月，开拓煤量不低于 4~6 个月。

2、矿建工程安排：

本露天矿两层主采煤层均为厚煤层，基建移交后当年即可达产，产量为 1.20Mt/a。

移交生产时，6 号煤层露煤平均宽度 40m，长度 540m，备采煤量为 0.17 Mt，可采期 2~3 个月。

移交生产时，完成全部基建剥离量 1722 万 m³。

移交生产时，形成长短不一剥离工作面 14 个，揭露 6 号煤层顶板。

移交生产时，外排土场形成 6 个排土台阶。

移交生产时，矿山内部采、剥运输系统全部形成。

移交生产时，矿山外部及公用辅助设施全部建成并投入运行。

移交生产时，地面防排水、采掘场排水工程按要求建成。

3、基建工程量

根据上述移交标准和工程安排，设计确定的基建剥离工程量为17.22 Mm³。其中：土 5.17 万 m³，岩 12.05 Mm³。各水平土岩工程量见表 7-1-1。

基建工程量表

表 7-1-1

工程水平	土岩剥离量 (10 ⁴ m ³)		
	土	岩	合计
1210 以上	57.3		57.3
1210~1200	38.6	33.0	71.6
1200~1190	37.1	52.0	89.1
1190~1180	48.8	82.0	130.8
1180~1170	61.5	161.8	223.3
1170~1160	71.2	171.2	242.4
1160~1150	70.7	152.5	223.2
1150~1140	41.4	151.8	193.2
1140~1130	38.6	115.2	153.8
1130~1120	31.1	85.4	116.5
1120~1110	20.7	77.3	98
1110~1100		67.2	67.2
1100~1089		57.6	57.6
合 计	517	1205	1722

二、建设时间

本矿基建期所有的土、岩剥离皆采用招标外包方式，施工能力根据工程需要及时投入，基建剥离以及地面工程建设按要求同步进行。

矿山基建工期为 1.5 年（即 18 个月），其中包括 2 个月的试生产及工程验收。

第二节 生产剥采比

设计计算了三个采区的煤、岩总量，绘制全矿田剥采比曲线并进行剥采比均衡，以便为露天矿今后的生产提供发展趋势。

一、煤岩量关系计算及自然剥采比曲线的绘制

1、煤岩量计算

本设计对各采区的煤岩量按平面法进行了计算，剖面法进行校核；平均推进步距 100m~200m，计算汇总结果见表 7-2-1。

2、煤、岩量关系曲线绘制及自然剥采比

根据表 7-2-1 中的煤岩量关系基础数据，用 AutoCAD 绘制了自然剥采比曲线，见图 7-2-1。

二、生产剥采比

1、生产剥采比均衡原则

均衡后的生产剥采比尽量接近自然剥采比，减少超前剥离量，降低前期生产成本。

剥采比均衡尽可能减小变化幅度，以使矿山采剥总量平稳过渡，以充分利用设备生产能力和保持采、运、排设备的相对稳定。

2、生产剥采比均衡

根据以上均衡原则，设计对全矿的煤岩量关系曲线进行了剥采比的均衡。不包括基建期，生产分 3 期均衡，一期均衡剥采比为 $8.0\text{m}^3/\text{t}$ ，均衡生产年限 11a；二期均衡剥采比为 $10.5\text{m}^3/\text{t}$ ，均衡生产年限 8a；三期均衡剥采比为 $9.3\text{m}^3/\text{t}$ ，均衡生产年限 3a。均衡结果见图 7-2-1。

煤岩量关系汇总表

表 7-2-1

单位：10⁴

工程位置	条带煤岩量			累 计 量		
	原煤 (t)	剥离 (m³)	剥采比 (m³/t)	原煤 (t)	剥离 (m³)	剥采比 (m³/t)
基建期		1722		0	1722	
首采区一刀	166.5	1142.5	6.9	166.5	2864.5	17.2
首采区二刀	199.6	1483	7.4	366.1	4347.5	11.9
首采区三刀	223.5	1678.2	7.5	589.6	6025.7	10.2
首采区四刀	234.5	1975.8	8.4	824.1	8001.5	9.7
首采区五刀	249.3	1771.4	7.1	1073.4	9772.9	9.1
首采区六刀	229	1232.3	5.4	1302.4	11005.2	8.4
首采区七刀	217.4	1160.3	5.3	1519.8	12165.5	8.0
首采区八刀	207.2	730.5	3.5	1727	12896	7.5
二采区一刀	148	1835	12.4	1875	14731	7.9
二采区二刀	192.4	2322.5	12.1	2067.4	17053.5	8.2
二采区三刀	170	2803.2	16.5	2237.4	19856.7	8.9
二采区四刀	129.5	2657.3	20.5	2366.9	22514	9.5
二采区五刀	97.1	1318	13.6	2464	23832	9.7
三采区一刀	70	1235	17.6	2534	25067	9.9
三采区二刀	86	263	3.1	2620	25330	9.7

第三节 开采进度计划

一、开采进度计划编制的依据和基础资料

- 1、矿区地形地质图 1： 5000；
- 2、内蒙古义民资源勘查与环境检测有限责任公司 2011 年 1 月提交的《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》；

3、移交时期、达产时期剥、采工程位置平面图 1: 5000;

4、均衡后的各期生产剥采比;

5、设计采用的开采工艺、设备能力;

6、设计确定的采区划分、过渡方式及开采程序。

二、开采进度计划编制的原则

1、露天矿设计生产能力为年产原煤 1.20Mt;

2、生产经营模式：为了减少设备投资及简化生产管理环节，土岩剥离工程全部外包；采煤工程在采、选、运环节为了保证煤层质量采用自营方式。

3、确保开采工艺及工艺环节生产能力的极大发挥。

4、及时进行采区过渡拉沟，以免影响采区生产接续。

5、主采设备不允许有闲置现象，大型采掘设备调动不宜过分频繁。

6、按均衡剥采比组织生产，保证产量和工程的衔接。

三、开采进度计划的编制

依据上述编制依据和原则编制的开采进度计划见表 7-3-1。

开 采 进 度 计 划 表

表 7-3-1

项 目 \ 年 度		基建期	均 衡 生 产 期		
		1.5a	一期（1~11）	二期（12~19）	三期（20~22）
原 煤（Mt）			13.20	9.60	3.40
剥离量	土（Mm³）	5.17	30.50	28.56	7.98
	岩石（Mm³）	12.05	75.10	72.24	21.70
	合计（Mm³）	17.22	105.60	100.80	29.68
原煤生产剥采比（m³/t）			8.0	10.5	9.3
主要采剥设备数量（台）	液压挖掘机 2.5m³	18	17	21	20
	卡车 22t	75	72	89	79
	钻机 φ 150mm	3	6	6	6
	推土机（排土）	3	3	4	4

注：未考虑储量备用系数。

第八章 排土场

已批复的原《初步设计》排土场由于受当时条件限制，选择位于矿田内首采区的西北部，运距较远，压煤排弃（此处排土后剥采比较大）。现根据实际情况，将外排土场设置在目前的征地范围内、分期进行排弃；本次修改设计选择了两处外排土场，可满足总外排量要求。

本次设计依据煤矿征地工作进展成果，将先期的一号排土场选择在首采区北部冲沟内、压煤排弃。运距近，但需重复剥离。

第一节 排土场布置

一、概 述

1、地形条件

矿田总体地势西高东低、北高南低。最高点位于矿区西部，标高为1256.40m，最低点位于矿区东南部，标高为1068.60m，地形相对高差为187.80m。

2、煤层条件

矿田内煤层赋存平稳，倾角小于 5° ，具备内排条件。

二、外排土场

（一）外排土场选择原则

- 1、选在拉沟位置最近处，满足近距离排土要求。
- 2、在满足排弃总量和边坡稳定前提下，尽量加高排土场，减少占地面积。
- 3、选择基底稳定的外排位置。
- 4、考虑环保水保要求，利于进行工程和生物治理，尽快恢复植被。

（二）外排土场位置确定

外排土场应尽可能靠近采场布设，实现就近排弃，以便缩短外排运距、降低运输成本，剥离物及煤矸石属于固体废弃物，其排放必须符合国家环保方面的法律法规要求，避免水土流失及有害成份对周边环境的影响充分利用周边地形特点与采场相对位置关系，布设采场运输坡道及排土工作线，使卡车外排运距波动变化幅度控制在一定范围内，确保运输设备及人员数量的相对稳定。

本次设计充分考虑煤矿提交的可征地范围资料，设置了两处外排土场，一处位于矿田范围内首采区北部，位于先期征地范围内，作为一号排土场，占地面积为 85.7hm^2 ，供移交时期的剥离量外排，运距较近，缺点是压煤排弃、后期需重复剥离；另一处位于矿田外西南部沟谷处，由于大部分范围不在先期征地范围内，故作为备用的二号排土场，占地面积为 83.3hm^2 ，在投产后使用，此处目前无矿权设置（按业主介绍，此处将被作为全盈煤矿扩区的整合范围，相关手续正在办理中）。

外排土场布置见达产年末采运排工程位置平面图 C41115G-1144-1。外排土场占地坐标拐点见表 8-1-1。外排土场技术特征见表 8-1-2。

外排土场地表境界拐点坐标表

表 8-1-1

一号排土场地表境界拐点坐标表(80 系)					
P1	4418224.05	37532371.94	P6	4418741.59	37533415.73
P2	4418190.62	37532740.07	P7	4418993.64	37533091.29
P3	4418196.48	37533035.30	P8	4419028.30	37532957.84
P4	4418309.96	37533434.51	P9	4419014.87	37532382.85
P5	4418564.67	37533612.58	P10	4418733.28	37532302.05
二号排土场地表境界拐点坐标表(80 系)					
P11	4418191.51	37531961.50	P15	4417231.81	37531954.17
P12	4418153.94	37531157.36	P16	4417183.94	37532116.61
P13	4417483.49	37531181.62	P17	4417184.94	37532592.40
P14	4417483.94	37531952.13	P18	4417375.32	37532415.35

外排土场技术特征表

表 8-1-2

序号	项 目	单位	外排土场			备 注
			一号	二号	小计	
1	占地面积	hm²	85.7	83.3	169	
2	最终排弃标高	m	1240	1280		
3	最终帮坡角	°	20			
4	最终松散系数		1.1			
5	最终排土台阶数量	个	8	6		
6	排土台阶高度	m	20			
7	最小排土平盘宽度	m	50			
8	排土场容量（松）	Mm³	29.49	35.85	65.34	
9	计划排弃量（实）	Mm³	24.30	22.60	46.90	
10	计划排弃量（松）	Mm³	26.73	24.86	51.59	
11	备用系数		1.1			

（三）外排土场容量确定

根据排弃计划，露天矿在实现全部内排前所发生的外排总量为46.90Mm³。考虑排土场最终松散系数，计算外排量所需的排土场容积为：

$$V_{\text{排}} = V_{\text{实}} \times K_{\text{松}} \times K_{\text{备}} = 4690 \times 1.1 \times 1.1 = 5675 \times 10^4 \text{m}^3$$

其中：V_排——所需外排容积，10⁴m³；

V_实——外排剥离总量（实方），10⁴m³；

K_松——外排土场最终松散系数，1.1；

K_备——外排土场备用系数，1.1。

外排土场总容量为65.34Mm³，大于所需的排土场容量56.75Mm³（松），说明外排土场满足露天矿外排要求。

（四）排弃方式

剥离物内、外排土场排弃方式采用边缘排弃方式，采用卡车——推土机分层排土方式，排土台阶边缘作成3%~5%的反坡并设挡车堤（土堆），在卸载区设置安全车档，其高度不低于车轮直径的2/5，卡车靠近台阶坡顶排土。夏季由于降雨影响，排土台阶土质松软，自卸卡车在距台阶坡顶线6~10m线以外翻卸，由排土机推下坡面。

（五）排土线建设和发展

前期的剥离量大部分需要外排，达产第2年部分剥离物可内排至南部已开采结束的区域9号煤层底板上部，达产第5年可实现全部内排。排土线的建设采用推土机人工涨道方式建设。

（六）排土场防护

加强排土场的维护和建设，防止水土流失，是露天矿建设中非常重要的工作，应加强工程和生物治理措施的实施，具体见水土保持章节。

三、内排土场

本矿煤层赋存平稳，煤层倾角小于 5° ，地层中的含水层涌水量很小，底板工程地质条件稳定，具备良好的内排条件。达产后随着工作帮的向前推进，采场底部具备一定的空间后即可进行内排。在达产第 5 年可实现全部内排。

首采区生产结束后，其剩余内排空间作为二采区的初始外排土场，同理，二采区生产结束后，其剩余内排空间作为三采区的初始外排土场。各采区外排空间按计划排满后，均进行复垦。

第二节 排土技术参数

一、排土参数

（1）排土段高

露天矿所排物料由黄土、少量风积沙与各种砂、泥岩构成，考虑排土作业安全、排土线数目、排土工作面数量及排土能力等要求，排土段高设计取为 20m。一号外排土场总排弃高度为 160m、二号外排土场总排弃高度 120m。

（2）排土台阶坡面角

排土台阶工作坡面角根据排弃物料的组成成分，考察邻近类似矿山的实际情况，设计取 37° 。

（3）最小排土工作平盘宽度及要素构成

平盘排土作业采用边缘排土与场地排土相结合的排土方式，其最小排土工作平盘宽度由落石滚落安全距离宽度、路面宽度（包括卡车长度、调车回转宽度等）、卸载边缘安全距离构成，最小平盘宽度为 50m。

内、外排土场排土作业方式及排土工作面设置相同。

排土作业技术参数见表 8-2-1。排土工作平盘宽度示意图见图 8-2-1。

排土作业技术参数表

表 8-2-1

符号	符号意义	单位	数值
HP	排土台阶高度	m	20
α_p	排土场台阶坡面角	°	37
F	道路外缓挡土堆	m	5
T	路面宽度	m	30
G	大块滚动距离	m	15
Bmin	最小排土工作平盘宽度	m	50

（4）内排时采掘场底部最小沟底宽度及构成要素

露天矿内排土场的排土工作线与采掘场工作帮实施同步推进，其底部宽度主要考虑坑底煤层选采作业、排水作业、安全因素等确定为 50m。内排土场参数及平盘要素见表 8-2-2 及图 8-2-2。

内排沟底最小平盘宽度要素表

表 8-2-2

符 号	符号意义	要素值	符 号	符号意义	要素值
H _c	采场台阶高度	10m	C	安全距离	5m
α_c	煤台阶坡面角	70°	T	路面宽度	30m
A	采掘带宽度	12m	F	大块滚落距离	15m
H _p	内排台阶高度	20m	α_P	排土台阶坡面角	37°
A _p	排土带宽度	20m	Bmin	内排沟底最小距离	50m

生产时要严格安排采、排计划，在沟底设安全距离标志牌，以保证内排最小沟底安全距离。

二、排土场设备

排土场主要设备为 320Hp 履带推土机推土, 22t 卡车翻卸配合, ZL50 型装载机辅助。

第三节 排弃计划

依据各时期均衡生产剥采比、采剥工程进度计划及剥采排工程位置，设计编制了分时期、年度的排弃计划见表 8-3-1。

露天矿排弃计划表

表 8-3-1

年度	年度排弃量 （10 ⁴ m ³ ）			各排土场排弃量（10 ⁴ m ³ ）			
	表土	岩石	合计	外排	内排	合计	备注
基建	517	1205	1722	1722		1722	首采区
达产 1	277	683	960	960		960	
达产 2	355	605	960	895	65	960	
达产 3	382	578	960	689	271	960	
达产 4	302	658	960	424	536	960	
达产 5	267	693	960		960	960	
达产 6	205	755	960		960	960	
达产 7	166	794	960		960	960	
达产 8	95	865	960		960	960	
达产 9	53	907	960		960	960	
达产 10		960	960		960	960	
达产 11		960	960		960	960	接续二采区（外排量排往首采区的采坑内）
达产 12	426	834	1260	1180	80	1260	
达产 13	398	862	1260	860	400	1260	
达产 14	381	879	1260		1260	1260	
达产 15	455	805	1260		1260	1260	
达产 16	387	873	1260		1260	1260	
达产 17	396	864	1260		1260	1260	
达产 18	358	902	1260		1260	1260	
达产 19	153	1107	1260		1260	1260	接续三采区（排往二采区的采坑内）
达产 20	275	841	1116	1100	16	1116	
达产 21	140	976	1116	975	141	1116	
达产 22		936	936		936	936	

注：服务年限未考虑储量备用系数。

第九章 地下水控制与防洪排涝

第一节 矿区水文地质条件

全盈矿田位于鄂尔多斯市准格尔旗东部的黄土高原，因水流的侵蚀作用形成数条树枝状冲沟，地表切割为支离破碎的地形，地貌变的十分复杂，沟谷纵横、沟深壁陡，地表为固结黄土与风积砂。矿田总体地势西高东低、北高南低。最高点位于矿区西部为 1256.40m，最低标高位位于矿区东南部为 1068.60m，地形相对高差为 187.80m。

本矿区构造简单，构造对矿床充水无影响，矿区内无地表水体及常年有水沟谷。黄河是矿区周边最大且唯一的地表水体，但其与煤层直接充水含水层无水力联系，为本矿区及全煤田的最低侵蚀基准面。本区降水量少，煤层直接充水含水层补给区面积小，地形起伏大，沟谷纵横且切割深。水文地质条件简单。

一、含水层

矿区各地层含水性特征由新至老分述如下：

1、第四系全新统冲洪积层（ Q_4^{al+pl} ）

含孔隙潜水，因受厚度、分布面积的限制，富水性差。补给源为大气降水，潜水位季节变化幅度大，对矿床充水无影响。

2、二叠系下统山西组（ P_{ls} ）

该组地层含裂隙砂岩承压水，是开采 6 号煤的直接充水含水层，据原详终区钻孔抽水试验资料：水头埋深 54.71m~59.40m，水头标高 1077.29m~1091.27m，单位涌水量 0.00218L/s.m~0.00232L/s.m，渗透系数 0.01728m/d~0.006926m/d，矿化度 0.470g/L~0.516g/L，pH 值 7.1~

7.9。

3、石炭系上统太原组上部 (C_2t^2)

本组地层含裂隙砂岩承压水，是开采 9 号煤的直接充水含水层。据钻孔抽水试验资料：水头埋深 57.82~61.24m，水头标高 1065.68~1091.96m，单位涌水量 0.002005~0.00219L/s.m，渗透系数 0.004419~0.006278m/d，矿化度 0.499~0.516g/L，pH 值 7.3~7.9。

二、隔水层

石炭系上统太原组下部 (C_2t^1)：

全区分布，出露于各沟口，据钻孔揭露，平均厚 17.42m。本组地层以泥岩类为主，厚度稳定，硬度大，岩体完整性好，裂隙不发育，是本矿区及全煤田稳定的良好隔水层。

石炭系上统太原组下部 (C_2t^1) 处于最低可采煤层（9 号煤层）以下，对露天矿的防排水无意义。

三、矿区内断层的水文地质特征

矿田范围内无断层。

四、区域地下水的补、径、排概况

1、补给：直接充水含水层地下水的补给源以大气降水为主，大气降水通过零星出露的煤系地层露头或黄土覆盖的隐伏煤系地层露头垂直下渗补给，决定补给量多少的主要因素是降水量与降水形式、补给区的大小。本区的年降水量在 400mm 左右，且多集中在 7、8、9 月，降水形式以暴雨与雷阵雨为主。降水量少且集中加之地形起伏大、沟谷纵横不利于降水的入渗，而易形成表流沿纵横发育之沟谷集中排入黄河。煤系地层出露处普遍地形坡度较大，植被稀少，对排泄大气降水有利。

因补给量非常有限，煤层直接充水含水层补给来源贫乏，决定了其富水性差，水文地质条件简单。

2、径流：地下水接受补给后，受煤田总体构造轮廓的控制，总体为由东向西运动，在煤田的北部为由北及北东向南西运动，局部地段由于煤系地层的起伏或透水性的差异以及煤层风化等因素的影响而略有变化。

3、排泄：地下水排泄有如下几种形式：

在煤田西部以侧向径流的形式排出区外；地下水径流至煤田的西南部，以侧向径流的形式排出区外或排入黄河；在有利地形部位（如切割较深的沟谷、洼地）以泉的形式排出地表；在局部地下水埋藏浅的部位以蒸发的形式排泄，但因该区地下水位埋藏普遍较深，此类排泄量微乎其微。

第二节 地下水控制

一、采掘场充水因素分析

根据水文地质条件的介绍，未来露天矿生产时，矿坑的涌水量来源主要是：

1、第四系全新统冲洪积层（ Q_4^{al+pl} ），主要是含潜水，来源是大气降水，在雨季无降雨的情况下无涌水现象，雨季降雨时有汇水现象，地下水控制基本与其无关；

2、二叠系下统山西组（ P_{ls} ）含裂隙砂岩承压水，是开采6号煤的直接充水含水层，水头埋深54.71m~59.40m，水头标高1077.29m~1091.27m，单位涌水量0.00218l/s.m~0.00232L/s.m，渗透系数0.01728m/d~0.006926m/d，对矿坑涌水有直接作用。

3、石炭系上统太原组上部（ C_{2t^2} ），含裂隙砂岩承压水，是开采 9 号煤的直接充水含水层。据钻孔抽水试验资料：水头埋深 57.82～61.24m，水头标高 1065.68～1091.96m，单位涌水量 0.002005～0.00219L/s.m，渗透系数 0.004419～0.006278m/d，对矿坑涌水有直接作用。

二、地下水涌水量估算

根据《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》介绍，“6 号煤层充水含水层，水头埋深 54.71m～59.40m，水头标高 1077.29m～1091.27m，单位涌水量 0.00218l/s.m～0.00232l/s.m，渗透系数 0.01728m/d～0.006926m/d”；“9 号煤层充水含水层水头埋深 57.82～61.24m，水头标高 1065.68～1091.96m，单位涌水量 0.002005～0.00219L/s.m，渗透系数 0.004419～0.006278m/d”。以上数据说明矿区地下水极其微弱。可采用大井法计算达产时期的地下涌水量（地层产状较平缓，可把未来的露天矿坑作为一个“大井”）。

露天矿达产时期地下涌水量计算

预算公式为：

$$Q=1.366 \times K \times (2H-M) \times M / Lg (R_0/r_0)$$

式 中：

Q——露天矿坑预计涌水量；

K——渗透系数，m/d；

H——水头高度，m；

M——含水层厚度平均值，m；

F——采掘场面积， km^2 ；

r_0 ——采掘场引用半径，m；

R_0 ——引用影响半径，m。

计算结果为 $Q=276\text{m}^3/\text{d}$ 。

三、地下水控制方案

根据含水层水文地质条件及涌水量预测情况，加之周边露天矿的实际开采情况，设计确定采场无需预先疏干，采取地下涌水与露天采场内正常降雨径流汇水一并排除。

第三节 采掘场排水

（一）排水量估算

1、正常降雨径流量

$$Q = S \times H \times K$$

式 中： Q ——坑内正常降雨径流量， $\text{m}^3/\text{月}$ ；

S ——采场汇水面积， km^2 ， 77.36hm^2 ；

K ——正常降雨径流系数，采掘场为 0.4；

H ——多年雨季月平均降雨量，为 $400 \times 60\% \div 3 = 80\text{ mm}$ 。

排水量计算结果见表 9-3-1。

2、暴雨径流量

$$Q_p = F \times H_{24} \times T^m \times K_p$$

式 中： H_{24} ——多年一日（24h）最大降雨量 mm（暴雨频率为 $P=5\%$ ），参考准格尔地区一般数值，取 44.1mm （一日）。

T ——暴雨历时，为 1d，3d，5d，7d；

m ——长历时暴雨强度递减指数， $m=0.3$ ；

K_p ——暴雨径流系数，采掘场取 0.5。

计算结果见表 9-3-1。

3、采掘场排水量

采场正常排水量由大气降雨径流量及地下涌水量两部分组成，暴雨排水量由地下涌水量和暴雨汇水量组成，计算结果见表 9-3-1。

采掘场汇水量及排水量表

表 9-3-1

名 称	汇水面 积 (km ²)	正常降雨 径流量 (m ³ /月)	暴雨径流量 (m ³)			地下涌水量 (m ³ /d)
			3	5	7	
采掘场	0.7736	24786	24007	27983	30955	276
小时排水量 (m ³ /h)		34.4	333	232	183	13.8

涌水排出期限根据露天矿生产特点及坑下积水对采掘工作面的影响程度。本矿 6 号煤层为最厚煤层，产量占全部产量 65%以上，下部暂时淹没对产量影响有限，在此种情况下，设计确定暴雨排水强度按 7d 暴雨 7d 排除。通过计算，正常排水量和暴雨排水量分别为 48.2m³/h（涌水量+汇水量）和 183m³/h。

（二）采掘场排水系统

达产时期在首采区采场西端最低处设置移动集水坑，沿采场端帮边坡铺设管道，再沿地面排水管路，将坑下正常积水直接送往采场西侧的地面澄清池进行处理，然后作为生产用水，用于绿化、道路洒水和煤层灭火等。暴雨时的排水沿南端帮铺设的管路将暴雨洪水直接排至采区南部冲沟自然流走。

（三）主要排水设备

排水设备及数量见表 9-3-2。

露天矿达产时主要排水设备及数量表

表 9-3-2

序号	名 称	型号及规格	单位	数量	备注
1	正常排水泵	IS50-68A， Q=50m³/h， H=90， 功率 N=30kW	台	2	1 台备用
2	暴雨泵	MD200-30×7， Q=200m³/h，H=30m， 功率 N=60kW	台	1	
3	直缝卷焊钢管	D159×8	m	3550	
4	快速接头软管	D159×8	套	12	
5	直缝卷焊钢管	D219×8		200	
6	快速接头软管	D219×8		2	

第四节 地面防洪排涝

一、自然概况

1、地表水

黄河流经矿田所在的煤田东缘，由北向南径流，是煤田周边的最大地表水体，但距离矿田在 2km 以上，对矿田及地面设施无任何影响。矿田内无常年地表水。

2、水文气象

矿田属大陆半干旱性气候。冬季严寒而漫长，夏季炎热而短暂，昼夜温差大。春季多风，多为西北风，一般风速 10～15m/s，最大风速 18m/s。每年十月至翌年四月为冻结期，最大冻土层深度为 1.50m。年平均温度 5.3℃～7.6℃，最高温度为 39.5℃，最低温度为-24.3℃。年总降水量 231mm～459mm，年总蒸发量 1824.7mm～2204.6mm。降水多集中在 7、

8、9 三个月，占年降水量的 60～70%，而且多为雷暴雨，形成集中补给与集中排泄，由于地表植被稀少，沟深坡度大，大气降水以表流形式注入本区东缘最大的地表水体黄河之中，只有少数渗入地下。

二、地面防排水系统

1、采 场

露天矿达产时，根据地形地貌特点，采场南侧的冲沟虽然汇水面积不大，但为了防止沟内雨季汇水进入采场，增加采场的排水压力，设计在采场的南部修筑简易的挡土堤，疏导沟谷内汇水沿自然地形排泄。

2、外排土场

一号外排土场周边皆为向外流出的冲沟，该排土场在达产第二年将被重复剥离掉；由于一号排土场的东部靠近矿田内最大的小鱼沟，设计从为防止剥离物滚落至沟谷内影响泄洪的角度考虑，在一号排土场东部坡底设置了挡土堤；另外在二号排土场北部设置简易防洪堤，防止上游的汇水直接浸泡二号排土场北部坡底，形成的少量水汇水以自然蒸发为主，并沿二号排土场东侧 1200m 平台设地面排水沟（顶宽×深度：3.5m×1.5m）。采场、排土场挡土堤及防洪堤的参数及其工程量见表 9-4-1。具体布置见图 9-4-1。

防洪设施参数及工程量表

表 9-4-1

用途	结构	长度 (m)	顶宽 (m)	底宽 (m)	高度 (m)	边坡 系数	工程量 (m³)
挡土堤	土石	1100	2	6	2	1	8800
简易防洪堤	块石	195	5	25	10	1	14625

3、工业广场

工业广场与外包基地标高为 1210m 以上，位于山坡地段，周边排水条件良好，无需做任何防洪工程。

第十章 地面生产系统

已批复的原《初步设计》储煤场位于矿田内首采区的西北部，辅助生产区的南侧；本次修改设计由于征地原因调整了外排土场、工业场地位置，为了便于原煤的外运，将储煤场位置调整至修改后工业场地东北侧，即外运公路的东侧，其它内容不变。

第一节 概 述

根据地质报告，本区可采煤层 6、9 均属中灰、低硫～中硫、低磷、高热值的长焰煤(CY)。

按设计委托，本矿前期生产原煤主要为筛分、落地储存，后期随着采剥工程推进，利用回填后形成的平台拟新建入洗能力为 3.00Mt/a 选煤厂，届时可实现本矿所产原煤全部入洗。

由于拟建选煤厂属大型选煤厂，要求单独设计立项。故本次修改设计的地面生产系统只是前期的落地储煤场，即在原设计生产系统的基础上调整了场地位置。

结合修改设计的露天开采方案，地面生产系统布置在矿田范围内首采区排土场的西部，安全距离满足规范要求。设计的地面生产系统主要包括煤的堆储、筛分、计量，外运方式为装载机装汽车外运。

另外根据环境保护的要求，地面生产系统采用半封闭轻钢防风抑尘网围合，配备了消火栓及灭火器等消防灭火设施。

煤炭的销售计量由地磅房执行，煤矿的煤质化验工作委托社会有资质单位进行。

第二节 煤质及产品方案

一、煤 质

（一）物理性质

矿区内煤呈黑色，风化后呈褐色，条痕褐黑～黑褐色，呈暗淡的沥青光泽，局部可见油脂光泽，丝炭发育的层段显丝绢光泽。常见贝壳状及参差状断口，外生和内生裂隙不发育，脆性差。节理中局部充填有黄铁矿及方解石薄膜。由于煤岩组分的差异，常见条带状结构，块状构造。燃点一般为 300℃左右，燃烧试验为剧燃。残灰呈粉状～块状，灰白～灰色。煤风化后煤质疏松，呈土状，燃烧时火焰不大。

（二）煤岩特征

1、宏观煤岩特征

煤的煤岩组分以暗煤和亮煤为主，丝炭分布于层面，局部含镜煤条带，属半暗型～半亮型煤。

2、显微煤岩组分

矿区内号 6 煤层有机显微煤岩组分以丝质组和镜质组为主，丝质组含量为 48.3%，镜质组含量为 30.6%，稳定组含量为 5.1%，半镜质组含量为 1.1%；煤中矿物杂质以粘土组含量最高为 14.3%，碳酸盐组含量为 0.5%，硫化物组、氧化物组含量为 0。

3、变质程度

本区煤层的稳定组分以大小孢子为主。未发现低等植物的残迹，应属高等植物生成的腐植煤类。煤的变质程度较浅，且煤种单一，属于低变质烟煤。通过镜下鉴定，6 号煤层的镜煤平均最大反射率为 0.349%，区内 6 煤层的变质阶段为烟煤 I 阶段。

（三）其它物理性质

1、导电性

根据地质报告资料：本区煤的变质程度低，与围岩的物性反应显著，视电阻率值较高，是相对高阻层。在测井曲线上呈高幅值异常反应，当煤层较厚时，曲线上界面梯度变陡，与围岩界面清晰。

2、透光率（PM）

根据原报告资料：区内 6 煤层透光率一般在 80%~83%之间，平均为 82%； 9 煤层透光率一般在 58%~88%之间，平均为 78%。

3、抗碎强度

原报告可选性大样采用块煤 2m 落下试验法，测定为高强度煤。

（四）化学性质

1、工业分析

各煤层煤质特征见表 10-2-1。

（1）水分（ M_{ad} ）

① 6 号煤层：原煤水分含量变化较大，一般波动在 2.25%~10.46%之间，平均为 6.31%；浮煤水分含量一般波动在 3.12%~8.42%之间，平均为 5.86%。

② 9 号煤层：原煤水分含量变化较大，一般波动在 1.69%~26.34%之间，平均为 7.02%；浮煤水分含量一般波动在 2.40%~13.26%之间，平均为 5.40%。

（1）灰分（ A_d ）

① 6 号煤层：原煤灰分产率波动在 17.31%~35.83%，平均值为 24.55%。根据中华人民共和国国家标准(GB/T15224.1-2004)煤炭灰分分

各煤层煤质一般特征表

表 10-2-1

项目 煤层号	工业分析 (%)				全硫%	发热量 (MJ/kg)			焦渣 型号
		M _{ad}	A _d	V _{daf}	S _{t,d}	Q _{b,d}	Q _{b,daf}	Q _{net,d}	
6	原	2.25-10.43 6.31(12)	17.31-35.83 24.55(12)	34.77-49.85 39.09(12)	0.30-1.09 0.64(3)	13.16-25.38 21.38(12)	19.95-31.24 28.10(12)	24.20(1)	2
	浮	3.12-8.42 5.86(10)	5.79-8.62 6.78(10)	33.17-41.43 37.99(10)	0.70-0.77 0.74(2)	28.79-30.36 29.85(4)	30.51-32.37 31.79(4)	28.67(1)	2-3
9	原	1.69-26.34 7.02(28)	20.35-39.85 28.98(28)	32.98-50.64 39.00(28)	0.28-2.86 1.38(7)	12.85-26.04 19.90(28)	19.80-31.31 27.66(28)	21.64-22.26 21.95(2)	1-3
	浮	2.40-13.26 5.40(22)	6.15-16.72 8.44(22)	35.37-42.94 37.59(22)	0.63-1.15 0.86(5)	28.94-30.14 29.50(11)	31.66-32.40 32.08(11)	28.31-28.90 28.61(2)	2-4

级：属低中灰～中高灰煤，平均为中灰煤。煤经洗选后，灰分普遍降低，为 5.79%～8.62%之间，平均为 6.78%。

② 9 号煤层：原煤灰分产率波动在 20.35%～39.85%之间，平均为 28.98%。根据中华人民共和国国家标准(GB/T15224.1-2004)煤炭灰分分级：属中灰～中高灰煤，平均为中灰煤。煤经洗选后，灰分普遍降低，为 6.15%～16.72%之间，平均为 8.44%。

(3) 挥发分 (V_{daf})

① 6 号煤层：原煤挥发分在 34.77%～49.85%之间，平均为 39.09%；浮煤挥发分为 33.17%～41.43%之间，平均为 37.99%。根据煤炭行业标准(MT/T849-2000)煤炭挥发分分级：属中高挥发分～高挥发分煤，平均为高挥发分煤。

② 9 号煤层：原煤挥发分在 32.98%～50.64%之间，平均为 39.00%；浮煤挥发分为 35.37%～42.94%之间，平均为 37.59%。根据煤炭行业标准(MT/T849-2000)煤炭挥发分分级：属中高挥发分～高挥发分煤，平均为高挥发分煤。

2、有害元素

(1) 全硫 ($S_{t,d}$)

① 6 号煤层：原煤全硫含量在 0.30%～1.09%之间摆动，平均值为 0.64%。根据中华人民共和国国家标准(GB/T15224.2-2004)煤炭硫分分级：属特低硫～低中硫分煤，平均为低硫煤。煤经洗选后，硫分普遍降低，为 0.70%～0.77%之间，平均为 0.74%。

② 9 号煤层：原煤全硫含量在 0.39%～2.86%之间摆动，平均值为 1.38%。根据中华人民共和国国家标准(GB/T15224.2-2004)煤炭硫分分

级：属特低硫分～中高硫分煤，平均为中硫煤。煤经洗选后，硫分普遍降低，为 0.63%～1.15%之间，平均为 0.86%。

（2）磷（ P_d ）

根据原报告资料：区内各煤层磷含量较低，变化稳定，磷含量平均值在 0.031%～0.041%之间，为低磷分煤。

（五）工艺性质

1、发热量

由于原报告未测定原煤干基高位发热量（ $Q_{gr,d}$ ），本次仍用原煤干燥基低位发热量（ $Q_{net,d}$ ）评价其发热量指标。

（1）6 号煤层原煤干燥基低位发热量（ $Q_{net,d}$ ）为 24.20MJ/kg，根据中华人民共和国国家标准(GB/T15224.3-1994)煤炭发热量分级：属高热值煤。

（2）9 号煤层煤干燥基低位发热量（ $Q_{net,d}$ ）平均值为 28.61MJ/kg，根据中华人民共和国国家标准(GB/T15224.3-1994)煤炭发热量分级：属特高热值煤。

2、气化性能

（1）煤对二氧化碳反应性

6 煤层当试验温度在 950℃时煤对二氧化碳还原率才达到 34%，反应性较差。

（2）结渣性

当炉栅截面流速为 0.2m/s 时，9 号煤层的结渣率是 8.9%，属强结渣煤。

3、煤灰成分、灰熔融性

区内各煤层煤灰成分主要为 SiO_2 和 Al_2O_3 ，其次为 Fe_2O_3 、 TiO_2 、 CaO 、和 SO_3 等。各煤层软化温度（ST）均 $>1500^\circ\text{C}$ ，属高软化温度灰煤。

4、低温干馏

根据原报告资料：区内各煤层低温干馏产物中，半焦含量一般在 $70.8\%\sim 77.7\%$ 之间，焦水含量一般在 $9.7\%\sim 14.2\%$ 之间，气体损失一般变化在 $8.8\%\sim 13.8\%$ 之间，各煤层焦油产率平均在 $1.3\%\sim 4.1\%$ 之间，属含油煤。

5、可磨性（HGI）

原报告测试了 6 号煤层的可磨性指数，测定结果为 2 个值都接近 1，表明 6 号煤可磨性较好。

（五）煤 类

区内各煤层浮煤挥发分除个别点小于 37.0% 以外，绝大部分样品大于 37.0% ，平均值在 $37.59\%\sim 37.99\%$ 之间，粘结指数为 0，透光率平均值在 $78\%\sim 91\%$ 之间，焦渣特征为 2，根据 1986 年中国煤炭分类国家标准（GB5751-86）确定为本区煤为长焰煤(CY)。

（六）煤质及工业用途评述

1、煤 质

(1) 区内可采 6、9 号煤层属中灰、高挥发灰分、低硫 \sim 中硫、低磷煤，煤类别牌号为长焰煤。

(2) 区内煤为高 \sim 特高热值煤。

(3) 煤对二氧化碳反应性较差。

(4) 属高软化温度灰煤。

(5) 属含油煤。

2、煤的工业利用方向

煤中有害成分低，发热量高，是良好的民用及动力用煤。用于火力发电，各种工业锅炉使用，也可在建材工业，化学工业中做焙烧材料。

二、生产原煤数质量预计

(一) 可采煤层质量概述及选采剔除矸石原则

1、可采煤层质量概述

根据《内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》，本露天矿内主要可采煤层为6煤层和9煤层，故本次设计主要研究6煤层和9煤层，并分别预测其毛煤质量。

(1) 6号煤层：位于太原组上部第三岩段，为矿区主要可采煤层。煤层自然厚度0~19.97m，平均11.81m。煤层储量利用厚度0.10~15.85m，平均8.18m。该煤层结构较复杂，含夹矸0~20层，夹矸岩性多为泥岩。顶板岩性以粘土岩、粗砂岩为主，底板岩性以泥岩、砂质泥岩为主，与下部8号煤层间距1.73~24.65m，平均11.47m。该煤层层位稳定，对比可靠，在煤层赋存范围内属局部可采的较稳定煤层。

(2) 9号煤层：位于太原组上部第一岩段，为矿区主要可采煤层。煤层自然厚度3.28~10.80m，平均7.15m。煤层利用厚度0.80~8.98m，平均5.67m。该煤层结构较复杂，含夹矸0~6层，夹矸岩性多为泥岩，顶板岩性以粘土岩、粗砂岩为主，底板岩性以泥岩、砂质泥岩为主。与下部10号煤层间距1.15~2.16m，平均1.45m。该煤层层位稳定，对比可靠，在煤层赋存范围内属大部可采的较稳定煤层。具体煤层特征见表10-2-2。

全盈煤矿煤层特征一览表

表 10-2-2

煤层号	煤层埋藏深度	分布范围内煤层自然厚度	分布范围内煤层利用厚度	夹 矸 单层厚度	煤层间距	稳定程度	可采性
	最小~最大 平均(点数)	最小~最大 平均(点数)	最小~最大 平均(点数)	层数	最小~最大 平均(点数)		
6	<u>27.2-144.09</u> 105.46 (12)	<u>0-19.97</u> 11.81 (12)	<u>0.10-15.85</u> 8.18 (22)	<u>0.05-0.37</u> 0-20	<u>1.73-24.65</u> 11.47 (2)	较稳定	局部可采
8	<u>28.96-162.08</u> 115.05 (2)	<u>1.55-5.01</u> 3.28 (10)	<u>0.30-2.61</u> 1.34 (10)	<u>0.10-0.36</u> 1-4	<u>7.28-12.91</u> 9.85 (2)	不稳定	零星可采
9 _上	<u>81.20-155.41</u> 124.26 (3)	<u>2.98-3.67</u> 3.38 (9)	<u>0.26-3.58</u> 1.83 (9)	<u>0.05-0.19</u> 1-4	<u>1.79-16.21</u> 6.36 (3)	不稳定	零星可采
9	<u>34.75-169.29</u> 127.76 (26)	<u>3.28-10.80</u> 7.15 (26)	<u>0.80-8.98</u> 5.67 (46)	<u>0.05-0.46</u> 0-6	<u>1.15-2.16</u> 1.45 (2)	较稳定	大部可采
10	<u>91.60-179.30</u> 135.45 (2)	<u>1.69-2.02</u> 1.86 (2)	<u>0.20-1.92</u> 0.58 (17)	<u>0.09-0.42</u> 1-3		不稳定	不可采

2、采选原则

根据本矿煤层赋存特点、开采工艺、采选设备种类及规格，设计确定的采选原则如下：

煤层最低选采厚度为 1.0m；

煤层顶底板共损失煤层厚度为 0.30m；

煤层顶底板矸石混入厚度为 0m；

煤层内最小剔矸厚度为 0.30m，小于 0.30m 以下矸石全部混入。

经统计计算后得：6 煤层回采率为 95%，8 煤层 70%，9 号煤层 93%，加权平均为 92.5%。原煤含矸率为 4.1%，求得原煤系数 1.04。

（二）生产原煤数量预计

本露天矿年产毛煤量以生产规模计，年产毛煤 1.20Mt。

（三）生产原煤质量预计

1、毛煤灰分预测原则与方法

（1）毛煤灰分预测原则与方法

对于未开采煤矿的毛煤质量预测，一般采用两种方法：一是通过井田钻孔资料中煤层、夹矸与顶底板煤质特征的统计分析，依据采用的采煤方法，预测夹矸、顶底板混入毛煤的数量，从而计算出毛煤质量，这种方法的优点是能够全面掌握整个井田煤质变化的趋势；二是借鉴同一井田类似的生产矿井的毛煤质量，并作相应调整。本次设计采用第一种方法进行毛煤质量预测。生产毛煤预计主要任务是控制产品的发热量，故本设计重点研究预测主要影响发热量的毛煤灰分和水分。

毛煤灰分的计算公式

$$A_{\text{毛}} = \frac{A_{\text{煤}} \times H_{\text{煤}} \times D_{\text{煤}} + A_{\text{夹}} \times H_{\text{夹}} \times D_{\text{夹}} + A_{\text{顶}} \times H_{\text{顶}} \times D_{\text{顶}} + A_{\text{底}} \times H_{\text{底}} \times D_{\text{底}}}{H_{\text{煤}} \times D_{\text{煤}} + H_{\text{夹}} \times D_{\text{夹}} + H_{\text{顶}} \times D_{\text{顶}} + H_{\text{底}} \times D_{\text{底}}}$$

式中：A——指毛煤、煤层、夹矸、顶板、底板灰分，单位为%。

H——指煤层厚度及夹矸、顶板、底板的混入厚度，单位为m。

D——指煤层、夹矸、顶板、底板容重，单位为 kg/L。

2、夹矸的处理

根据本矿的采煤方法和煤层夹矸的赋存情况，为了保证资源利用率，夹矸<0.3m 做混入考虑。

3、毛煤灰分计算关键参数的来源与选择

除顶、底板混入厚度是依据煤层特征与采煤方法计算外。毛煤灰分计算中的其它参数（如夹矸灰分、顶底板灰分等）全部来自《内蒙古特

弘全盈煤炭有限责任公司煤矿生产地质报告》，各参数处于一个区间的情况均取其均值。夹矸按上述方法进行处理，其它全部来自实际统计数据。

4、毛煤灰分计算结果

采区主要可采煤层预计的平均含矸率为 4.1%。煤的容重取 1.35kg/L；顶底板混入的灰分取 90%，顶底板容重取 1.90kg/L；夹矸的灰分取 70.00%，夹矸容重取 1.80kg/L。

将以上数据代入公式中露天矿生产期预测的 6 号煤层、9 号煤层毛煤灰分平均为 26.91%、31.11%。

5、毛煤水分的预测

根据地质勘探报告，通过钻孔统计，6、9 号煤的内在水分（ M_{ad} ）分别为 6.31%、7.02%，根据周边煤矿的情况，毛煤外水取 6%，则 6、9 号毛煤的全水分分别为 12.31%、13.02%。

6、毛煤发热量的预测

6、9 号煤层原煤干燥基低位发热量（ $Q_{net,d}$ ）分别为 24.20MJ/kg（5782Kcal/kg）、21.95MJ/kg（5244Kcal/kg）。预测的毛煤全水分分别为 12.31%、13.02%。根据经验公式按每 1%水份影响大约 60 Kcal/kg 计算，6、9 号毛煤发热量（ $Q_{net,ar}$ ）分别为 5043Kcal/kg、4463Kcal/kg。6、9 号毛煤的灰分分别为 26.91%、31.11%。根据经验公式按每 1%的灰份影响大约 50 Kcal/kg 计算，预计生产时 6、9 号毛煤的收到基低位发热量（ $Q_{net,ar}$ ）分别为 3698Kcal/kg、2908（Kcal/kg）。

三、煤的可选性分析

由于该矿缺少煤的筛分浮沉资料，本次初步设计使用相邻的不连沟

煤矿的筛分浮沉资料。不连沟煤矿距离全盈煤矿约 10km，矿田地质条件相似，开采煤层相同，煤质具有相似性，煤质资料具有代表性。

不连沟煤矿首采煤层 6 号煤，是主采煤层，其储量约占全部储量的 50%以上，故使用不连沟煤矿 6 号煤的煤质资料作为设计的基础资料。

1、筛分资料

调整后的原煤筛分及浮沉组成表见表 10-2-3 和表 10-2-4。

原煤大筛分组成表

表 10-2-3

粒 级		产物 名称	产 率		煤 质 质 量			
			占全样	筛上累计	Mad	Ad	St.d	Qgr.d
mm			(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(MJ/Kg)
>200	手 选	煤	8.603		2.28	14.29	1.06	26.540
		矸石	0.722		0.72	79.67	0.11	2.210
		小计	9.325	9.325	2.16	19.35	0.99	24.657
200 ~ 100	手 选	煤	4.564		2.23	16.01	0.77	26.120
		矸石	1.336		1.02	59.95	0.48	9.630
		小计	5.900	15.225	1.96	25.96	0.70	22.386
100 ~50	手 选	煤	12.569		1.04	22.97	0.76	22.820
		矸石	3.155		0.78	74.36	0.24	4.010
		小计	15.724	30.949	0.99	33.28	0.66	19.046
+50 合计			30.949		1.53	27.69	0.76	21.373
50~25		煤	14.401	45.351	1.44	31.10	0.75	21.680
25~13		煤	9.649	55.000	1.37	34.34	0.85	20.750
13~6		煤	12.854	67.854	1.52	33.45	0.61	20.900
6~3		煤	12.422	80.275	1.51	34.90	0.72	20.970
3~1		煤	9.728	90.003	2.08	30.43	0.79	22.450
1~0.5		煤	4.339	94.342	1.61	35.27	0.81	20.740
<0.5		煤	5.658	100.000	1.97	40.48	1.02	18.890
50~0 合计			69.051		1.60	33.61	0.76	21.10
总计			100.000		1.58	31.78	0.764	21.18

从表 10-2-3 大筛分组成表可以看出：

原煤灰分 31.78%，硫分 0.76%，属中高灰、低硫煤；

+50mm 矸石含量 5.23%，矸石含量较高。

+13mm 含量 55%，块煤含量较高。

—0.5mm 含量为 5.658%，原生煤泥量较少；灰分 40.48%，高于邻近的粒级，表明矸石泥化严重。

随着粒度降低，各粒级的灰分升高，说明矸石泥化。

各粒级硫份含量低，可满足优质动力煤对硫分的要求。

原煤浮沉组成表

表 10-2-4

	+200mm				200~100mm				100~50mm				50~25mm				25~13mm			
密度 级,kg/l	数量		质 量		数量		质 量		数量		质 量		数量		质 量		数量		质 量	
	占本级,%	占全级,%	Ad%	Mad%	占本级,%	占全级,%	Ad%	Mad%	占本级,%	占全级,%	Ad%	Mad%	占本级,%	占全级,%	Ad%	Mad%	占本级,%	占全级,%	Ad%	Mad%
<1.3	5.59	0.52	6.07	4.21	4.40	0.26	5.56	6.04	12.35	1.93	5.35	7.24	9.36	1.33	4.32	7.14	6.31	0.59	3.44	3.54
1.3~1.4	51.28	4.77	11.43	4.26	49.86	2.94	9.85	4.78	33.46	5.23	9.51	4.81	37.11	5.27	8.41	6.18	31.85	2.97	6.80	6.46
1.4~1.5	27.04	2.52	16.84	3.53	10.80	0.64	18.25	4.21	11.93	1.86	23.16	3.58	11.82	1.68	20.82	4.84	11.72	1.09	18.58	4.24
1.5~1.6	8.37	0.78	25.58	3.63	9.03	0.53	29.43	2.92	6.99	1.09	31.38	3.93	5.91	0.84	28.92	4.21	9.91	0.92	27.95	3.62
1.6~1.7	0.03	0.00	34.51	1.90	0.89	0.05	30.37	3.11	4.57	0.71	41.87	3.37	5.91	0.84	35.95	4.13	6.01	0.56	36.12	2.99
1.7~1.8	0.01	0.00	39.69	1.73	0.71	0.04	49.77	1.94	2.47	0.39	46.53	3.48	4.76	0.68	45.77	3.89	5.11	0.48	46.79	3.01
1.8~1.9	0.01	0.00	48.77	1.43	0.79	0.05	51.91	2.81	1.91	0.30	55.86	2.78	4.04	0.57	57.08	3.01	3.61	0.34	55.91	2.34
1.9~2.0	0.01	0.00	53.92	1.84	0.01	0.00	57.55	2.36	0.79	0.12	62.77	2.01	2.13	0.30	63.71	1.87	2.52	0.24	60.41	2.08
>2.0	7.66	0.71	83.82	0.62	23.53	1.39	64.35	2.10	25.54	3.99	77.81	0.69	18.95	2.69	80.88	0.87	22.97	2.14	81.72	1.37
合 计	100.00	9.31	19.34	3.73	100.00	5.89	25.96	3.92	100.00	15.62	33.29	3.69	100.00	14.21	30.99	4.54	100.00	9.32	34.20	3.92
煤 泥	0.18	0.02	26.30	3.17	0.11	0.01	23.55	2.95	0.67	0.11	31.33	4.32	1.35	0.19	39.33	2.95	3.40	0.33	38.43	4.01
总 计	100.00	9.33	19.35	3.73	100.00	5.90	25.96	3.92	100.00	15.72	33.28	3.69	100.00	14.40	31.10	4.52	100.00	9.65	34.34	3.92
	13~6mm				6~3mm				3~1mm				1~0.5mm				200~0.5mm			
密度 级,kg/l	数量		质 量		数量		质 量		数量		质 量		数量		质 量		数量		质 量	
	占本级,%	占全级,%	Ad%	Mad%	占本级,%	占全级,%	Ad%	Mad%	占本级,%	占全级,%	Ad%	Mad%	占本级,%	占全级,%	Ad%	Mad%	占本级,%	占全级,%	Ad%	Mad%
<1.3	5.25	0.65	3.83	4.56	13.55	1.59	3.43	5.09	12.72	1.14	2.98	3.58	9.80	0.35	3.40	9.82	9.18	8.35	4.22	5.73
1.3~1.4	30.48	3.75	6.81	8.09	25.30	2.96	8.10	5.20	28.67	2.57	7.02	3.53	26.05	0.93	7.91	9.09	34.54	31.39	8.69	5.56
1.4~1.5	13.89	1.71	16.60	5.59	9.49	1.11	17.69	3.82	12.29	1.10	15.44	3.09	8.84	0.32	14.56	8.22	13.23	12.02	18.46	4.22
1.5~1.6	10.07	1.24	27.07	4.72	9.71	1.14	26.97	2.50	8.84	0.79	25.49	3.26	7.89	0.28	21.92	7.35	8.38	7.61	27.64	3.79
1.6~1.7	7.73	0.95	35.84	3.69	6.78	0.79	35.90	2.54	5.39	0.48	32.91	2.98	5.26	0.19	32.30	6.32	5.04	4.58	36.33	3.46
1.7~1.8	5.18	0.64	44.75	3.26	4.29	0.50	43.93	2.13	5.17	0.46	37.95	2.70	4.06	0.15	46.95	4.94	3.66	3.33	44.54	3.19
1.8~1.9	3.47	0.43	53.17	2.38	3.05	0.36	52.34	1.98	3.23	0.29	47.90	2.35	2.87	0.10	51.96	4.63	2.68	2.43	53.98	2.61
1.9~2.0	2.20	0.27	60.78	1.78	2.60	0.30	58.44	1.69	3.02	0.27	53.27	2.10	2.39	0.09	58.39	4.25	1.75	1.59	59.58	2.03
>2.0	21.74	2.67	81.54	1.19	25.23	2.95	81.16	1.20	20.68	1.85	78.75	1.89	32.85	1.17	84.10	2.09	21.54	19.57	79.41	1.23
合 计	100.00	12.30	33.30	4.79	100.00	11.71	34.72	3.28	100.00	8.95	29.72	2.97	100.00	3.57	39.53	6.09	100.00	90.88	31.20	3.98
煤 泥	4.32	0.55	36.87	1.10	5.75	0.71	37.93	3.37	7.98	0.78	38.66	3.82	17.66	0.77	15.45	7.45	3.67	3.46	32.79	4.07
总 计	100.00	12.85	33.45	4.63	100.00	12.42	34.90	3.29	100.00	9.73	30.43	3.03	100.00	4.34	35.27	6.33	100.00	94.34	31.26	3.99

2、浮沉资料

从表 10-2-4 浮沉组成表可以看出：

+0.5mm 主导密度级为 1.3-1.4 密度级，含量 34.54%，灰分 8.69%，说明煤内灰较低。

+13mm 粒级中+2.0 含量超过 20%，灰分约为 80%，排矸可大幅提高煤质。

1.5~2.0 中间密度级含量少，高比重分选时可选性应较好。

各粒级浮沉煤泥灰分高于相应粒级合计原煤灰分，说明矸石泥化。

—3mm 小粒级中+2.0 含量高，可考虑粗煤泥排矸。

3、可选性评定

不连沟煤矿各入选粒级的可选性计算见表 10-2-5、10-2-6、10-2-7 和 10-2-8。

150-50mm 可选性计算表

表 10-2-5

密度级	综合级		浮物累积		沉物累积		δ ±0.1 含量	
	占本 级 %	Ad %	R %	Ad %	R %	Ad %	δ	Y %
<1.3	7.21	5.57	7.21	5.57	100.00	27.67	1.30	50.66
1.3~1.4	43.45	10.37	50.66	9.68	92.79	29.39	1.40	59.52
1.4~1.5	16.07	18.66	66.73	11.85	49.34	46.14	1.50	23.94
1.5~1.6	7.87	28.67	74.60	13.62	33.27	59.42	1.60	9.64
1.6~1.7	1.77	39.97	76.37	14.23	25.40	68.95	1.70	2.80
1.7~1.8	1.03	47.22	77.40	14.67	23.63	71.12	1.80	1.91
1.8~1.9	0.88	54.68	78.28	15.12	22.60	72.21	1.90	1.14
1.9~2.0	0.26	62.60	78.54	15.28	21.72	72.91	2.00	1.00
>2.0	21.46	73.04	100.00	27.67	21.46	73.04		
合 计	100.00	27.67						

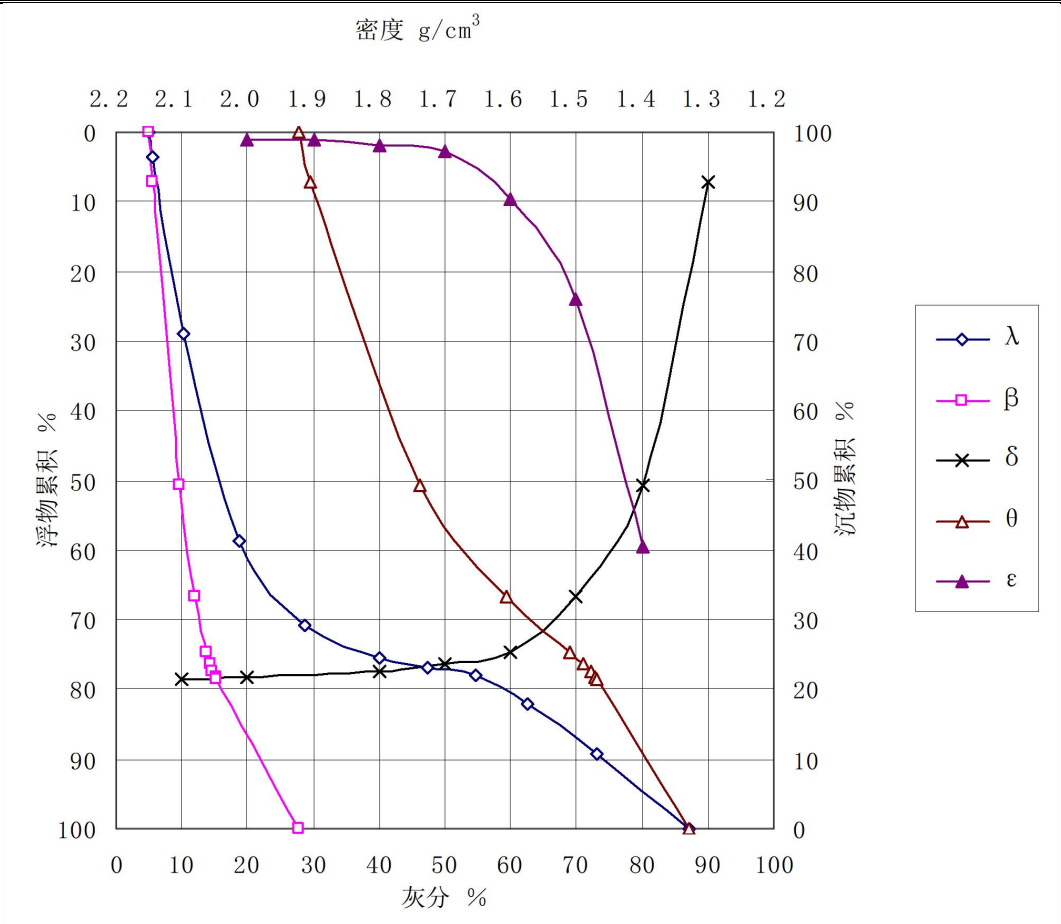


图 10-2-1 150-50mm 粒级可选性曲线

当分选密度为 1.8 时，精煤产率 77.40%，灰分 14.67%，±0.1 含量为 5.74%，可选性为易选。

50-25mm 可选性计算表

表 10-2-6

密度级	综合级		浮物累积		沉物累积		$\delta \pm 0.1$ 含量	
	占本级 %	Ad %	R %	Ad %	R %	Ad %	δ	Y %
<1.3	9.36	4.32	9.36	4.32	100.00	30.99	1.30	46.47
1.3~1.4	37.11	8.41	46.47	7.59	90.64	33.75	1.40	48.93
1.4~1.5	11.82	20.82	58.29	10.27	53.53	51.31	1.50	17.73
1.5~1.6	5.91	28.92	64.20	11.99	41.71	59.95	1.60	11.82
1.6~1.7	5.91	35.95	70.12	14.01	35.80	65.08	1.70	10.67
1.7~1.8	4.76	45.77	74.88	16.03	29.88	70.84	1.80	8.80
1.8~1.9	4.04	57.08	78.92	18.13	25.12	75.59	1.90	6.17
1.9~2.0	2.13	63.71	81.05	19.33	21.08	79.14	2.00	5.00
>2.0	18.95	80.88	100.00	30.99	18.95	80.88		
合 计	100.00	30.99						

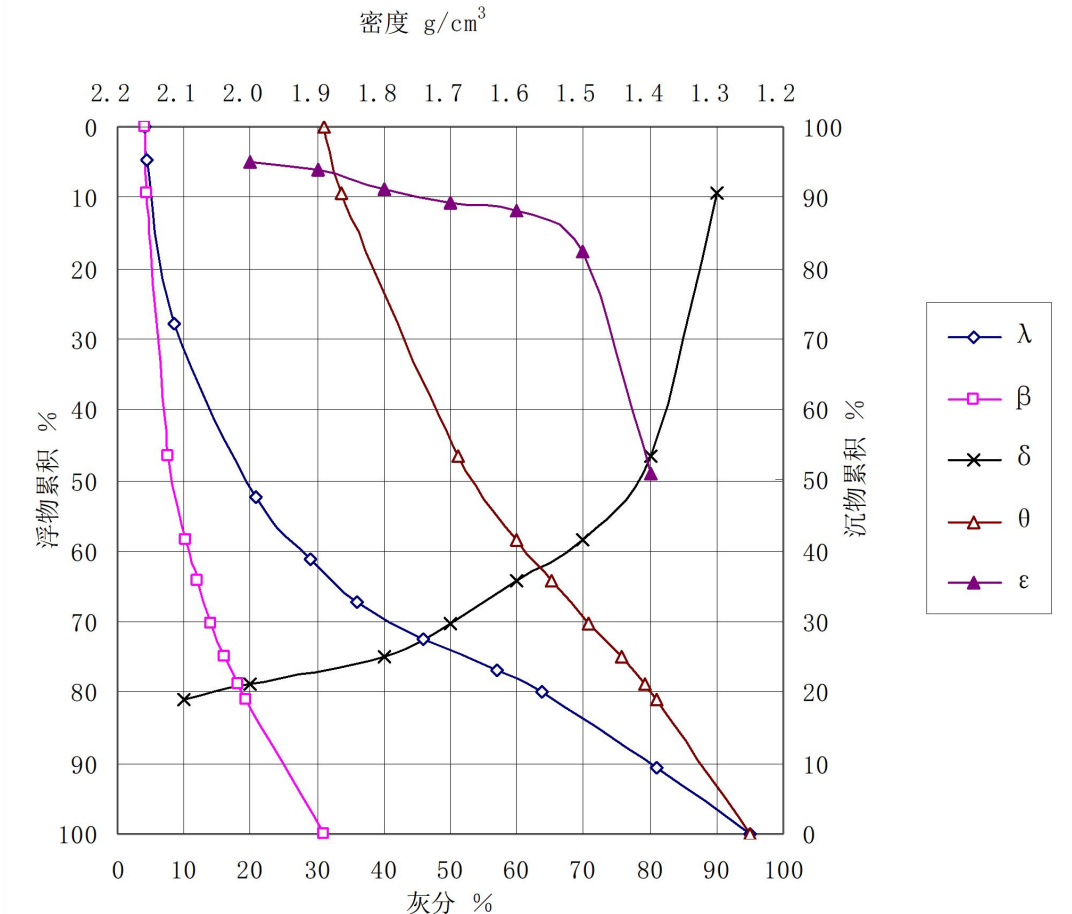


图 10-2-2 50-25mm 粒级可选性曲线

当分选密度为 1.8 时，精煤产率 70.12%，灰分 14.01%，±0.1 含量为 21.10%，可选性为较难选。

25-13mm 可选性计算表

表 10-2-7

密度级	综合级		浮物累积		沉物累积		δ ±0.1 含量	
	占本 级 %	Ad %	R %	Ad %	R %	Ad %	δ	Y %
<1.3	6.31	3.44	6.31	3.44	100.00	34.20	1.30	38.16
1.3~1.4	31.85	6.80	38.16	6.24	93.69	36.27	1.40	43.56
1.4~1.5	11.72	18.58	49.87	9.14	61.84	51.45	1.50	21.63
1.5~1.6	9.91	27.95	59.79	12.26	50.13	59.13	1.60	15.92
1.6~1.7	6.01	36.12	65.80	14.44	40.21	66.82	1.70	11.12
1.7~1.8	5.11	46.79	70.90	16.77	34.20	72.21	1.80	8.71
1.8~1.9	3.61	55.91	74.51	18.66	29.10	76.67	1.90	6.13
1.9~2.0	2.52	60.41	77.03	20.03	25.49	79.61	2.00	6.00
>2.0	22.97	81.72	100.00	34.20	22.97	81.72		
合 计	100.00	34.20						

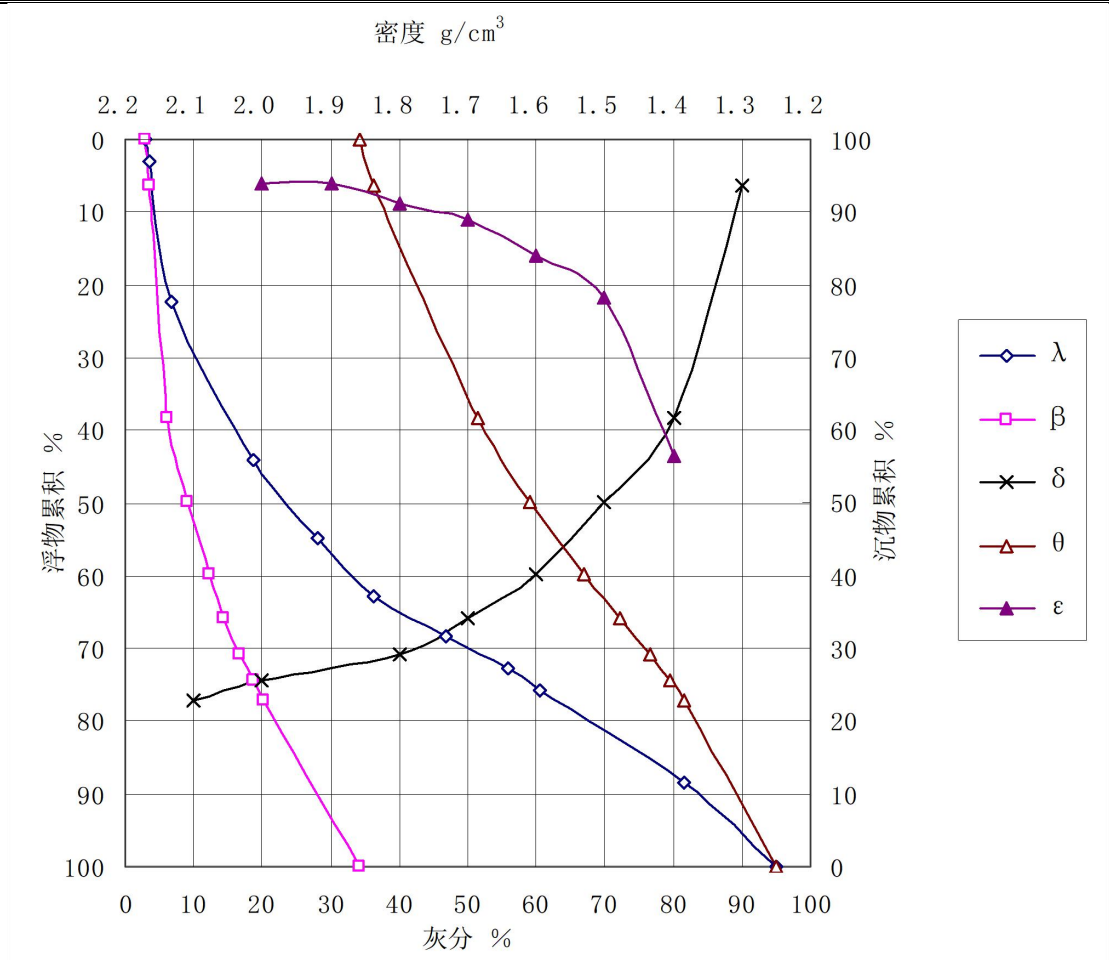


图 10-2-3 25-13mm 粒级可选性曲线

当分选密度为 1.8 时，精煤产率 70.90%，灰分 16.77%，±0.1 含量为 17.37%，可选性为中等可选。

13-3mm 可选性计算表

表 10-2-8

密度级	综合级		浮物累积		沉物累积		$\delta \pm 0.1$ 含量	
	占本级%	Ad %	R %	Ad %	R %	Ad %	δ	Y %
<1.3	8.42	3.58	8.42	3.58	100.00	33.99	1.30	36.82
1.3~1.4	28.40	7.25	36.82	6.41	91.58	36.79	1.40	40.56
1.4~1.5	12.16	16.93	48.98	9.02	63.18	50.07	1.50	22.06
1.5~1.6	9.90	27.03	58.88	12.05	51.02	57.96	1.60	17.24
1.6~1.7	7.34	35.86	66.22	14.69	41.12	65.41	1.70	12.16
1.7~1.8	4.82	44.47	71.04	16.71	33.78	71.83	1.80	8.12
1.8~1.9	3.30	52.88	74.34	18.32	28.96	76.39	1.90	5.64
1.9~2.0	2.34	59.78	76.68	19.58	25.66	79.41	2.00	5.00
>2.0	23.32	81.38	100.00	33.99	23.32	81.38		
合 计	100.00	33.99						

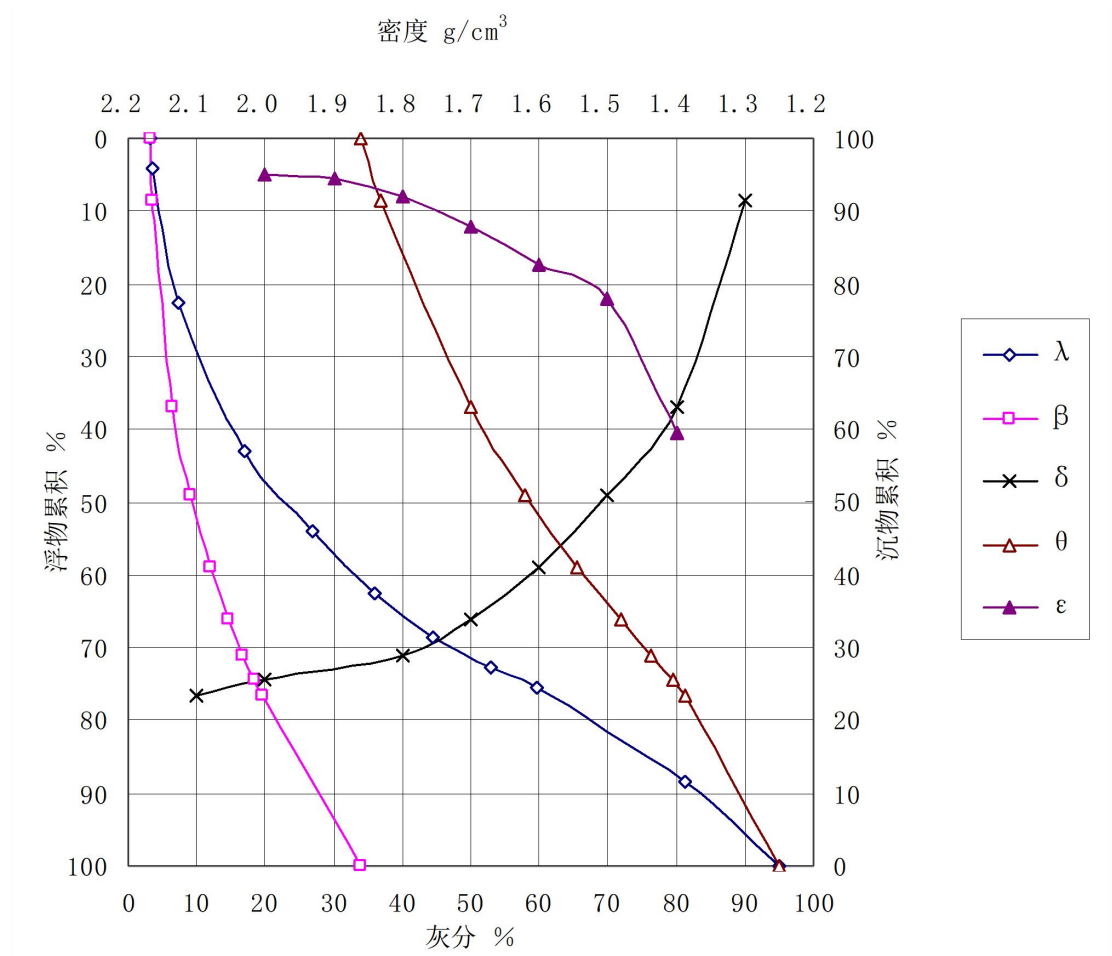


图 10-2-4 13-3mm 粒级可选性曲线

当分选密度为 1.8 时，精煤产率 71.04%，灰分 16.71%， ± 0.1 含量为 15.92%，可选性为中等可选。

四、产品方案

1、煤的工业利用方向

本矿煤中有害成分低，发热量高，是良好的民用及动力用煤。用于火力发电，各种工业锅炉使用，也可在建材工业，化学工业中做焙烧材料。

2、煤的用户

本矿所产煤主要用户是附近电厂及周边的煤化工企业。根据煤质分析及煤的工业利用方向看，本矿原煤经过加工后，可以按不同的煤种分别销售给不同的客户，综合经济效益要比单纯的销售原煤好。

3、本矿委托方要求

本矿前期生产煤炭只对原煤进行筛分加工。后期上选煤厂，所产原煤全部入洗。选煤厂将进行单项设计，本次设计只预留选煤厂建设场地，以方便煤矿整体设计。

4、前期生产系统产品方案

本矿所产煤主要用户是附近电厂及周边的煤化工企业。依据用户需求，露天矿地面生产系统只对原煤进行筛分加工。

主要产品方案为：

筛上大块煤（ $>200\text{mm}$ ）

中块煤（ $200\sim 50\text{mm}$ ）

筛下末煤（ $<50\text{mm}$ ）

三个品种产品煤。

最终产品平衡见表 10-2-9。

表 10-2-9

产品名称	γ %	t/h	t/d	Mt/a	Ad %	Mad %	St.d %	Qnet.d MJ/kg
块煤 >200 mm	16.48	36.4	599.3	0.2				
块煤 50~200 mm	33.52	76.2	1218.9	0.4				
混煤 <50 mm	50.0	113.6	1818.2	0.6				
原煤	100.00	227.3	3636.4	1.20				

二、产品方案

本矿所产煤主要用户是附近电厂及周边的煤化工企业。依据用户需求，露天矿地面生产系统只对原煤进行筛分加工。

主要产品方案为：

筛上大块煤（>200mm）

中块煤（200~50mm）

筛下末煤（<50mm）

三个品种产品煤。

最终产品平衡见表 10-2-2。

最终产品平衡表

表 10-2-2

产品名称	γ %	t/h	t/d	Mt/a	A_d %	M_{ad} %	$S_{t,d}$ %	$Q_{net,d}$ MJ/kg
块煤 >200 mm	16.48	36.4	599.3	0.2				
块煤 50~200 mm	33.52	76.2	1218.9	0.4				
混煤 <50 mm	50.0	113.6	1818.2	0.6				
原煤	100.00	227.3	3636.4	1.20				

第三节 煤生产系统

一、概 述

（一）设计原则和工作制度

煤生产系统的设计原则：

- 1、满足露天矿生产能力 1.20Mt/a。
- 2、根据规范要求储煤场储煤量要满足 3~7d 露天矿日生产能力，并且满足环保要求。
- 3、产品煤为汽车外运。

煤生产系统的工作制度：

平均年工作天数为：330d/a；三班生产。

平均日工作小时为：16h/d。

（二）煤系统的有效工作小时数和生产能力

露天矿生产能力为 1.20Mt/a，煤系统按工作制度及生产不均衡系数

1.5 计算，小时生产能力为 341t/h，设备最大小时能力为 350t/h。

由于煤生产系统设有储煤场，故煤系统仅设一套，平均工作 16h/d，即可保障露天矿总的生产能力。

二、工艺布置

（一）系统布置原则

1、地面生产系统的生产环节设置尽量简单，布置紧凑，布局合理，降低运营成本。

2、系统环节可靠、使用方便。

3、尽量利用自然地形，减少占地面积，减少煤的反向运输。

4、胶带输送机运距最短，达到系统目标时胶带机数量最少。

（二）系统组成及布置

煤的地面生产系统由卸载台、固定滑筛、受煤坑、筛分车间、储煤场及相应的胶带运输系统组成。地面生产系统平面布置见附图 C41115G-1500-01。

（三）工艺流程

坑下毛煤经自卸卡车运往地面生产系统进行筛分、存储、装车、计量、外运。地面生产系统主要工艺流程见图 10-3-1。地面系统机械设备联系见附图 C41115G-1301-01。

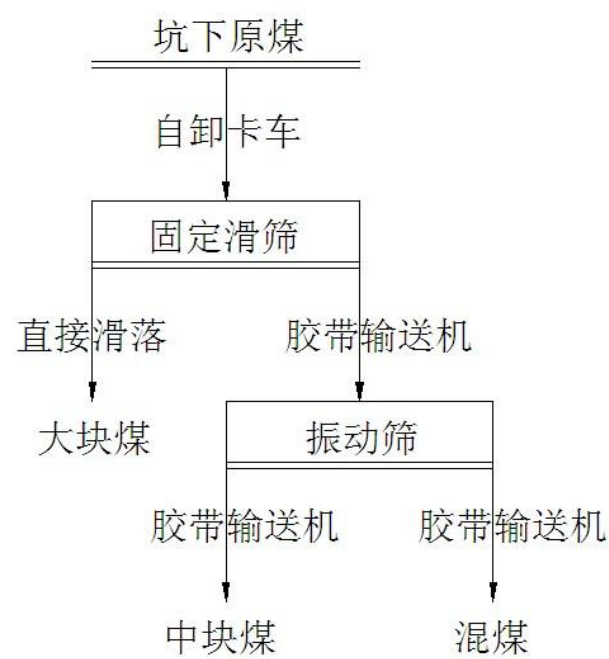


图 10-3-1 地面生产系统工艺流程图

三、带式输送机系统

系统设备主要以胶带输送机为主，具体选型如下：

1、带式输送机输送能力及有关参数的确定

根据煤质分析和产品比率，地面系统包括：受煤坑上筛分车间胶带输送机(1 号胶带 B=1000mm)；块煤胶带输送机(2 号胶带 B=800mm)；末煤胶带输送机（3 胶带 B=1000mm）。露天矿生产能力为 1.20Mt/a。

2、带式输送机的设计原则

- 1）本设计中的上筛分车间胶带输送机；块煤胶带输送机；末煤胶带输送机均为地面钢结构栈桥，不卸料部分设置防风防雨罩。
- 2）尽可能减少驱动装置规格，便于维护及备件的更换。
- 3）为了防止有铁器物质损伤胶带输送机，保证正常运行，在上筛分胶带输送机上设一台电磁除铁器。

4) 送带采用难燃耐寒型输送带、各种轴承使用耐寒油脂。

3、带式输送机主要技术特征

带式输送机主要技术特征见表 10-3-1。

带式输送机主要技术特征表

表 10-3-1

编号	机长 (m)	提升高度 (m)	输送能力 (t/h)	带宽 (mm)	带速 (m/s)	装机功率 (kW)	备注
1 号胶带	73.2	8.4	400	1000	2.5	75	
2 号胶带	41	10.5	150	800	2.0	30	
3 号胶带	88	11	300	1000	2.0	55	

四、储煤系统

(一) 储煤方式的选择

根据规范要求储煤场储煤量为 3-7d 露天矿生产能力，本矿生产能力 1.20Mt/a，日生产能力为 3636t，本矿地处准格尔旗东部地区，坑下采煤受气候，环境影响较小。露天矿产品分级较多，为减少地面储煤系统设施，同时保证三产品能有有效的调节，故储煤场按 4d 储量考虑，设计储煤场储煤量为 15000t。

储煤按筒仓及露天储煤两种方式进行比较。储煤方式比较见表 10-3-2。

储煤方式比较表

表 10-3-2

	方案一	方案二
形式	圆筒仓（4 个 φ 18m）	露天储煤场
优点	仓内储煤，无环境污染，不受风雨雪等气候的影响，	投资较少，储煤能力大。由于用户要求低，本方案较为实用。
缺点	块煤入仓破碎；在储煤系统上就比方案二投资高约 1400 万；三产品存储，相应地面生产系统要复杂很多，相应设备多，投资又增加；需考虑处理堵仓问题。	环境污染，受风雨雪影响，加防风抑尘网。考虑洒水降尘。需配置前装机等辅助设施。
推荐	不推荐	推荐

根据上表比较结果，为了降低投资，储煤方式选择了露天落地储煤场。

（二）储煤场布置

1、储煤场位置

根据本矿的实际情况及采矿首采区拉沟位置，再结合业主的征地要求，本矿地面生产系统放置在首采区排土场的西侧，在矿田范围之内，距离首采坑大约 1000m；由于外排土场在沟谷内排弃，其最大排弃标高高于储煤场地面标高约 10m 左右，本次设计在排土场与储煤场地之间留设了 50m 的安全距离，满足安全距离要求。煤矿已经取得此处的土地使用权，此处临近煤炭外运公路，交通便利。

2、储煤场工艺布置

（1）储煤场筛分系统

根据煤质分析及相邻同类型露天矿实际生产大样分析，露天矿生产粒度>500mm 原煤占总量的 1%，故本矿不设一级破碎站。>500mm 原煤经固定滑筛与 200～500mm 的大块煤混合在一起储存。

坑内的毛煤由自卸卡车运至地面通过卸煤台将毛煤卸入受煤坑内，受煤坑上设固定滑筛，保证筛上 $>200\text{mm}$ 的大块煤直接滑落到大块煤储煤场储存；筛下 $\leq 200\text{mm}$ 的原煤由受煤坑给料机给至上筛分车间胶带输送机，再由上筛分车间胶带输送机运至筛分车间。经过筛分车间内振动筛筛分分级后，筛上块煤（ $200\sim 50\text{mm}$ ）由块煤胶带输送机运入块煤储煤场堆储，经犁式卸料器卸料；筛下末煤由末煤胶带输送机运入末煤储煤场堆储（预留末煤干燥系统），经犁式卸料器卸料。三个品种产品煤都结合推土机堆储。

（2）储煤场堆储装车系统

根据规范要求，同时为减少投资，储煤场容量设计为露天矿 4d 的产量，即 15000t。地面生产系统储煤场根据成品煤产品粒度组成分别设中块煤储煤场（储煤量 5000t，堆储占地面积 1300m^2 ）、大块煤储煤场（储煤量 2000t，堆储占地面积 640m^2 ）、末煤储煤场（储煤量 8000t，堆储占地面积 2600m^2 ），用前装机及推土机配合胶带输送机及犁式卸料器进行堆储，中块煤及大块煤储煤场共设置两台 ZL40 前装机和一台 T-220 推土机，末煤储煤场设置两台 ZL40 前装机和一台 T-220 推土机。

如果三处储煤场同时装煤，则每小时大约可装载 20 车，大约为 800t，每天按 10h 运作，可装煤 8000t，满足本矿生产需要。

3、卸载台位的确定

坑下运煤设备为 22t 自卸汽车，每车卸载时间为 6min，则每小时可卸 10 车，根据计算设两个卸载台位即可满足生产要求。

两个卸载台采用串联布置，每个卸载台设有固定滑筛一座、受煤坑一座，受煤坑下各安装一台给煤机，给煤量为 $2\times 200\text{ t/h}$ 。

（三）设备选型

储煤场筛分系统主要设备见表 10-3-3，储煤场堆储装车系统主要设备见表 10-3-4。地面生产系统劳动定员 23 人。

储煤场筛分系统主要设备配备表

表 10-3-3

序号	设备名称	型号	数量	主要技术特征	附注
1	给煤机	K-2	2	生产能力 200 t/h	
2	分级筛	YAH2148	1	生产能力 400 t/h	
3	上筛分车间 带式输送机	DT II 型	1	Q=400 t/h，N=75kW	
4	块煤带式输送机	DT II 型	1	Q=150 t/h，N=30kW	
5	混煤带式输送机	DT II 型	1	Q=300 t/h，N=55kW	

储煤场堆储装车系统主要设备表

表 10-3-4

设备名称	主要技术特征	入料量	处理能力	台数
轮式装载机	ZL50 3m³			4
推土机	T-220			2
汽车衡	SCS-120			2

（四）除尘和消防措施

为了减少环境污染，本设计落地储煤场四周采用半封闭轻钢防风抑尘网结构，高 12m，周长约为 518m。同时配备了消火栓及灭火器等消防灭火设施。

落地储煤场主要防尘措施是：

- 1) 洒水喷雾灭尘。
- 2) 储煤场四周留有畅捷的运输通道及回车场地。
- 3) 主要消防措施除配备灭火器材外，还需设置消防管路及消火栓等。
- 4) 使用装载机、推土机经常对死角煤进行清理，防止煤的自燃。

五、大块煤及矸石处理

1、大块煤的处理

对特大块煤在露天坑下采用挖掘机进行二次破碎，由坑下运到地面的原煤最大粒度为 $<500\text{mm}$ 。

2、矸石的处理

本矿地面生产系统不设排矸工艺，坑下采煤时采用选采法避免混入大块矸石，对于特别明显的大块矸石，采用车辆选装的办法单独装汽车后运到排土场排弃。

- 3、后期上选煤厂后，洗选出的矸石由选煤厂单独处理。

六、计量及煤质化验系统

1、煤的计量方式和设备选型

本矿产品煤均由汽车外运销售，故本矿煤的计量采用地中衡。本矿前期设两台地中衡，空重车各一台，设备为SCS—120型。

2、煤质化验

本矿前期煤质委托有资质的专业单位进行生产检查，本矿不设专门的设施及人员，煤样的制作及煤样化验均由专业单位来完成。后期本矿选煤厂建成后，上述工作由选煤厂完成。

第十一章 机修厂

第一节 概 述

一、设计内容

本露天矿设计规模为 1.20Mt/a，露天煤矿机修厂承担着全矿采掘，运输，排土设备及辅助生产设备的日常保养工作。

露天矿采、剥工程采用外包的方式，采、剥工程所用的施工机械为外包单位自有设备，其设备由进驻厂的社会力量自行解决。本矿仅有部分自有工程机械，故机电维修设施仅建以满足本矿自有设备维修保养的小型车间，即综合维修车间。主要承担全矿自有工程机械、运输汽车等设备的日常保养、临时故障修理、轮胎更换、润滑等任务；本矿液压铲、钻机、挖掘机等设备的大型保养、全矿的机械加工等，及全矿变压器、各种电器设备的修理工作均委托薛家湾镇专业维修单位进行维修和护理。

二、检修原则

露天煤矿临时机电维修点承担露天矿机电设备的日常维护、保养、简单的临时故障修理任务。设备大、中、小修和总成等待修件的恢复性修理外委协作解决。临时机电维修点不承担零、配件的加工任务，维修过程中所需要的配件全部外购。固定设备的现场修理及维护工作，较复杂的修理及维护一律由设备制造厂商或设备制造厂商供应。

三、生产任务

临时机电维修点：维修内容主要为本矿自有机电设备的定期维护、保养及临时故障修理。

露天矿需维修保养的主要机电设备见表 11-1-1。

维修保养的主要机电设备表

表 11-1-1

序号	设备名称	型号及规格	单位	数量	备注
1	履带推土机	T-220	台	2	
2	前装机	ZL50	台	4	
3	杂作业车	皮卡	台	3	
4	指挥车	越野车	台	3	
5	洒水车	20t	辆	2	
6	加油车	10t	辆	2	
7	胶带输送机	DT II 型	套	3	
8	机械振动筛	YAH2148	台	1	
	总计			20	

第二节 机电维修点车间

一、临时机电维修点任务

本露天矿设有的临时机电维修点主要承担全矿辅助运输汽车等设备的日常保养、临时故障修理、轮胎更换、润滑等任务。

本矿液压铲、钻机、挖掘机等设备的大型保养、全矿的机械加工等，及全矿变压器、各种电器设备的修理工作均委托距离本矿 15km 的准格尔旗薛家湾镇专业维修点进行维修和护理。其设备由进驻厂的社会力量自行解决。

机修厂的主要设施有：自卸汽车保养车间，机修车间，综合材料库，油脂库、汽车加油站及露天堆场。

其中自卸汽车保养车间本矿只提供生产场地，设备及维修工作委托

社会力量进行。

全部辅助设施建筑物经济指标见表 11-2-1。

全盈露天矿主要生产辅助设施技术经济指标表

表 11-2-1

序号	辅助设施名称		面积 (m²)	梁底 标高 (m)	备注
1	自卸汽车保养车间		270	+4.80	15×18（业主招标企业进驻）
2	机修车间		360	+8.10	30×12
3	综合材料库		216	+4.50	24×9
4	消防材料库		36	+3.60	6×6
5	地磅房	基 础	36		
		计量室	13.5		

二、机修厂各车间

1、自卸汽车保养车间

本车间承担全矿自卸汽车，普通运输汽车的低级修理和日常一级保养。
其设备、人员由进驻厂的社会力量自行解决。

2、机修车间

主要承担全矿自有辅助运输汽车等设备的日常保养、临时故障修理、轮胎更换、润滑等任务以及自有工程机械的一般小修及日常维护。

三、机电维修车间设施及面积

机电维修车间的面积为 360 m²（30×12）净高 8.10m，劳动定员为 11 人。主要装备设施见表 11-2-2。

维修车间主要设备明细表

表 11-2-2

序号	设备及器材名称	型号及规格	单位	数量	重量(KG)		电容量(KW)		备注
					单重	总重	单	总	
1	移动式空气压缩机	3W-0.8/10	台	1	260	260	7.5	7.5	
2	轮胎拆装机		台	1					
3	车轮拆装机械手		个	1			1.5	1.5	
4	台式钻床	Z512 Φ12	个	1	110	110	0.6	0.6	
5	钳工桌	1500×1200×800	个	2					
6	交流弧焊机	BX ₃ -400	台	2			22.6	45.2	KV A
7	直流弧焊机	AX ₃ -300	台	1			10	10	
8	乙炔瓶	Q ₃	个	2					
9	砂轮机	M3030	台	1			1.5	1.5	
10	万能电气试验台	TQD-2	个	1	600	600	2.5	2.5	
11	充电机	GCA60/180 型	台	1			10.8	10.8	
12	机油泵试验台	CN31-3	个	1	400	400			
13	喷油器试验台	PC-400	个	1	240	240			
14	电动单梁起重机	LD 型，起重量 5t， Lk=10.5m	个	1			10	10	

第三节 专业仓库

一、专业仓库

仓库包括：备品备件库；综合材料库；材料棚；露天堆场。

其面积分别为：

综合材料库：24×9=216m²；净高：4.5m。

露天堆场：1200 m²。

二、仓库设备及人员

仓库区配备内燃叉车 CPC20 一台，用来完成零、配件及材料的出入库装卸工作，当露天堆场的货物装卸叉车无法完成时可调用汽车吊配

合完成。

三、其它建筑

机油，润滑脂（桶装）库：60 m²。

地磅房：36 m²。

第四节 油库与加油站

在距离本矿 3km 处有两处社会加油站可供加油，本矿不设加油站，只设汽车加油车（15T）3 辆，负责给坑下作业车辆的加油工作。其它所有车辆加油均依托附近社会加油站加油。

第十二章 电 气

第一节 供电电源

特弘全盈煤矿位于内蒙古自治区鄂尔多斯市准格尔旗境内，行政区划隶属准格尔旗薛家湾镇。

1、电源概况

距本矿西南方向 10km 有纳林沟 110kV 变电站，该变电站出线电压等级为 35kV、10kV，35kV、10kV 侧均有出线间隔并有富裕容量；另距本矿西南方向 15km 有唐公塔 110kV 变电站，该变电站出线电压等级为 35kV、10kV，35kV、10kV 侧均有出线间隔并有富裕容量。

2、方案确定

根据露天矿用电负荷统计表可知，本矿的最大计算负荷为 285.7kW，计算工作电流 $I=18.13A$ 。原井工矿开采期间已形成引自上述两变电站的 10kV 双回路供电线路，其中一回引自纳林沟 110kV 变电站 10kV 侧，导线 LGJ-150，距离 10km；另一回引自唐公塔 110kV 变电站 10kV 侧，导线 LGJ-150，距离 15km。

LGJ-150 型钢芯铝绞线允许安全载流量 $I_{\text{允许}}=445A>18.13A$ ，所以线路安全载流量满足要求。

设两回电源线路电压降分别为 Δu_1 、 Δu_2 ，则

$$u_1\%=0.2857\times 10\times 0.394\%=1.13\%<5\%，\text{满足要求；}$$

$$u_2\%=0.2857\times 15\times 0.394\%=1.69\%<5\%，\text{满足要求。}$$

综上所述，煤矿现有两回供电线路安全载流量、电压降均满足要求。

设计最终确定特弘全盈煤矿 10kV 双回路供电电源一回引自纳林沟 110kV 变电站 10kV 侧，导线 LGJ-150，距离 10km；另一回引自唐公塔

110kV 变电站 10kV 侧，导线 LGJ-150，距离 15km。双回路电源线路正常工作时分列运行，当一回线路故障或检修时，另一回线路可保证露天矿全负荷用电。

供电方案地理接线示意图 12-1-1。

第二节 电力负荷

全矿安装用电设备 36 台；

全矿工作用电设备 29 台；

全矿安装用电设备 521.95kW；

全矿工作用电设备 480.95kW；

计算最大有功功率 282.87W；

计算最大无功功率 280kvar；

视在功率 398.34kVA；

自然功率因数 0.73；

380V 无功补偿 150kvar；

补偿后功率因数 0.91；

吨煤电耗 0.73kWh。

电力负荷统计见表 12-2-1，变压器选择表见表 12-2-2。

电力负荷统计表

表 12-2-1

序号	负荷名称	电压 (kV)	设备数量		设备容量		需用 系数	cos φ	tan φ	最大负荷			最大 负荷 利用 小时	年耗 电量 (kw.h) 10 ⁴	备注
			全 部	工 作	全 部 (kW)	工 作 (kW)				有功 (kW)	无功 (kVar)	视在 (kVA)			
一	工业广场														
1	综合机修车间														
1)	移动式空气压缩机	0.38	1	1	7.5	7.5									
2)	台式钻床	0.38	1	1	0.6	0.6									
3)	砂轮机	0.38	1	1	1.5	1.5									
4)	充电机	0.38	1	1	10.8	10.8									
5)	电动单梁起重机	0.38	1	1	10	10									
	小 计		5	5	30.4	30.4	0.4	0.7	1.02	12.16	12.4	17.37	2500	3.04	
2	地面生产系统														
1)	往复式给料机	0.38	2	2	15	15									
2)	混煤地面转载皮带	0.38	1	1	75	75									
3)	振动筛	0.38	1	1	37	37									
4)	块煤卸载皮带	0.38	1	1	30	30									
5)	末煤卸载皮带	0.38	1	1	55	55									
6)	犁式卸料器	0.38	2	1	3	1.5									
	小 计		8	7	215	213.5	0.5	0.7	1.02	106.75	108.9	152.5	2500	26.7	

电力负荷统计表

续表 12-2-1

序号	负荷名称	电压 (kV)	设备数量		设备容量		需用 系数	cos φ	tan φ	最大负荷			最大 负荷 利用 小时	年耗 电量 (kw.h) 10 ⁴	备注
			全 部	工 作	全 部 (kW)	工 作 (kW)				有功 (kW)	无功 (kVar)	视在 (kVA)			
3	消防供水联合泵房														
1)	生活给水泵	0.38	2	1	6	3									
2)	单轨梁电动葫芦	0.38	1	1	1.5	1.5									
3)	玻璃钢轴流风机	0.38	2	2	0.24	0.24									
	小 计		5	4	7.74	4.74	0.7	0.7	1.02	3.3	3.4	4.74	3300	1.1	
4	生活污水处理														
1)	地埋式水 处理设备	0.38	2	1	3	1.5									
2)	潜污泵	0.38	2	1	3	1.5									
3)	中水回用泵	0.38	2	2	0.8	0.8									
4)	鼓风机	0.38	2	2	6	6									
5	锅炉房														
1)	热水锅炉鼓风机	0.38	2	2	36	36									
2)	循环水泵	0.38	3	2	22.5	15									
3)	补水泵	0.38	2	1	1.1	0.55									
4)	水-水热交换机组	0.38	1	1	4.4	4.4									
	小 计		8	6	64	55.95	0.7	0.7	1.02	39.2	39.9	56	3300	12.9	
6	办公室	0.38			30	30	0.8	0.7	1.02	24	24.5	34.3	3000	7.2	

电力负荷统计表

续表 12-2-1

序号	负荷名称	电压 (kV)	设备数量		设备容量		需用 系数	cos φ	tan φ	最大负荷			最大 负荷 利用 小时	年耗 电量 (kw.h) 10 ⁴	备注
			全 部	工 作	全 部 (kW)	工 作 (kW)				有功 (kW)	无功 (kVar)	视在 (kVA)			
7	食 堂	0.38			30	30	0.7	0.7	1.02	21	21.4	30	3000	6.3	
8	宿舍及其它	0.38			50	50	0.6	0.7	1.02	30	30.6	42.9	3000	9.0	
9	室外照明	0.38			30	30	0.6	0.7	1.02	18	18.4	25.7	3000	5.4	
	工业广场负荷合计		34	28	469.94	454.39		0.7		261.3	266.5	373.3		73.9	
二	采掘场设备														
1	集水坑排水泵	0.38	2	1	60	30	0.6	0.7	1.02	18	18.36	25.71	3000	9	
2	采场照明	0.38			50	50	0.7	0.8	0.75	35	26.25	43.75	3000	15	
	采掘场负荷合计		2	1	110	80				53	44.6	69.3		24	
三	全矿合计		36	29	579.94	534.39				314.30	311.1	442.6		97.9	
	乘以同时系数 0.9				521.95	480.95		0.73		282.87	280	398.34		88.11	
	电容补偿容量										-150				
	补偿后							0.91		282.87	130	311.3			
	变压器损耗									2.83	6.5				
	考虑变压器损耗							0.91		285.70	136.5	316.6			
	吨煤电耗 (kw.h/t)													0.73	

变压器选择表

表 12-2-2

号	负荷名称	最大负荷			最大同时系数	计入同时系数后最大负荷			功率因数 cos φ	变压器选择		
		有功 (kW)	无功 (kvar)	视在 (kVA)		有功 (kW)	无功 (kvar)	视在 (kVA)		台数×容量 (kVA)	负荷系数	保证系数
一	工业广场低压变压器	261.3	266.5	373.3	1	261.3	266.5	373.3	0.7			
	电容补偿容量						150					
	补偿后					261.3	116.5	286.1	0.91			
	变压器损耗					2.6	5.83					
	计损耗后全矿合计					263.9	122.3	290.1	0.91	2×400	0.67	1
二	采场低压变压器	98	73.5	122.5	1	98	73.5	122.5	0.8			
	电容补偿容量											
	补偿后					98	13.5	98.9	0.99			
	变压器损耗					0.98	0.68					
	计损耗后全矿合计					99	14.2	100	0.99	2×200	0.5	1

第三节 送变电

一、送电线路

特弘全盈煤矿两回 10kV 电源线路一回引自纳林沟 110kV 变电站 10kV 侧，导线 LGJ-150，距离 10km；另一回引自唐公塔 110kV 变电站 10kV 侧，导线 LGJ-150，距离 15km。线路采用钢筋混凝土电杆架设，线路设计参见国家标准图集进行。经校核，线路载流量、电压降损失均满足要求。

电压等级：露天矿采用 10kV、380/220V 两个电压等级。

二、露天矿变电所

1、工业广场 10kV 箱变

在露天矿工业广场西北侧设 10kV 箱变一座，箱变选用 XGN-10 型高压开关柜 6 台，其中进线柜 2 台，出线柜 4 台，出线柜供变压器、采场各 2 回；选用 SG10-400/10/0.4 型干式变压器 2 台，GGD 型低压开关柜 7 台，其中供锅炉房、消防泵房等双回，供地面生产系统、机修车间、宿舍、食堂、办公室等单回。

380V 设电容自动补偿装置两套，一套补偿容量 90kvar，另一套补偿 60kvar，共补偿 150kvar。

2、防雷及接地保护

在箱式变电站附近设避雷针，避雷针通过接地引下线与接地极连接。在距箱体 3m 以外设接地极，接地电阻不大于 10Ω 。

保护接地和变压器中性点接地可共用接地极，接地极通过接地干线连接，形成接地网。电气设备外壳、开关柜柜体及低压变压器中性点均可靠接地，接地电阻不大于 4Ω 。

三、短路电流计算

1、短路电流计算

短路电流计算网络图见图 12-3-1，短路电流计算等效电路图见图 12-3-2，经计算，系统三相短路电流计算结果见下表：

三相短路电流计算结果表

表 12-3-1

项目位置	超瞬变 短路容量 S（MVA）	超瞬变 短路电流 有效值 Id (kA)	短路全电 流最大有 效值 Ich (kA)	短路冲击 电流 ich (kA)
工业广场 10kV 箱变 10kV 母线	48.3	2.66	4.04	6.78
采场 10kV 箱变 10kV 母线	27.8	1.53	2.33	3.9

主要电气设备选择

XGN-10 型高压开关柜中的主要电气设备技术参数见表 12-3-2。

四、继电保护

10kV 箱式变电站保护与控制采用微机综合保护控制方式。设信号屏，可实现遥测、遥控、遥调。10kV 侧控制保护模块采用分散安装方式。

为防止大气过电压及操作过电压，10kV 母线段及各配出线均设避雷器。

变压器保护：过电流保护、电流速断保护、过负荷保护、单相接地保护等；

10kV 线路保护：电流速断保护、过电流保护、单相接地保护。

主要电气设备技术参数表

表 12-3-2

10kV 箱变 10kV 进线	10kV 断路器	VBG-12	额定短路开断电流 25kA
			动稳定电流峰值 80kA
			4s 热稳定电流值 16kA
	10kV 电流互感器	LZZBJ9-10	动稳定电流倍数 85
			1s 热稳定电流倍数 40
	10kV 铜芯电缆最小热稳定截面 25mm²		

第四节 配电系统

一、采场供配电

由本矿工业广场 10kV 箱变引两回 10kV 架空线路沿非工作帮架设至采场，导线选用 LGJ-35，长度 2km。采场设箱式变电站一台，选用 SG₁₀-200/10/0.4 型变压器两台，供采场排水泵、暴雨泵及照明用电。

在箱式变电站附近设避雷针，避雷针通过接地引下线与接地极连接。在距箱体 3m 以外设接地极，接地电阻不大于 10Ω。

保护接地和变压器中性点接地可共用接地极，接地极通过接地干线连接，形成接地网。电气设备外壳、开关柜柜体及低压变压器中性点均可靠接地，接地电阻不大于 4Ω。

选用道路照明灯 10 套，分设于采场和排土场，满足夜间照明之用。

二、工业广场供配电

锅炉房、日用消防泵房、水处理间等辅助车间采用 380V 供电，由工业广场 10kV 箱变低压配电柜直接电缆配出，电缆敷设采用沿电缆沟敷设方式。

选用道路照明灯 10 套，满足工业广场夜间照明之用。

三、安全措施及设施

在采场设两组主接地极，接地电阻不大于 4Ω 。配电设备箱体、用电设备外壳通过接地扁钢或电缆芯线与接电极可靠连接，形成完善的保护接地系统。

各辅助车间设独立的接地系统，保证设备外壳可靠接地，380V 系统在进线处零线重复接地，接地电阻不小于 4Ω 。

10kV 架空线路在进出线处装设避雷器，防止雷电侵入。

第十三章 智能化管理系统

一、通 讯

1、行政通讯

当地通讯条件较发达，移动、联通、网通的通讯网络已覆盖整个矿区。露天矿的行政通讯可依托该市话网，不另行配置。

2、有线调度通讯

调度通讯选用一台 DDK-3-30 数字式程控交换机。该有独立的互联网接入单元（IAU）模块和 CAMA 计费系统。调度通讯中的系统内可独立设置话务台，呼叫中心，满足露天矿调度通讯之用。通过话务台功能可设定用户的通话权限及通话级别并设置会议电话中心。在用户板上有 ASDC/LAN（宽带）专线，露天矿中心服务器可通过此专线宽带上网。

调度室与急救部门、消防部门之间装设直通电话，并装设外线电话，防止紧急事故发生时的通讯联络。

3、无线调度通讯

无线通讯选用健伍无线通讯系统，该系统发射频段 450MHz。基站覆盖半径在开阔地区可达 30km。该机一个频点工作带宽为 1.25MB，单基站可支持 100 个以上话音信道，单基站即可支持 3000 个以上用户。

在露天矿工业场地设一个基站和一基发射塔，选用 100 台 LINTON 调频对讲机，基站通过光纤信道与调度总机联网。

二、计算机管理系统

计算机管理是现代企业实行现代化管理的主要手段之一，露天矿选用 20 台计算机，分别设在矿长办公室、总工办公室及各管理部门。并配置打印机、扫描仪等自动化办公设备。矿办公室考虑综合布线，各房

间留有计算机接口，各终端可通过电信公网上互联网，实现矿区办公自动化。

三、工业视频监视系统

露天矿选用一套工业视频监视系统，该系统主要由摄像头，传输光纤，光纤收发器，视频服务器，监控服务器，监视终端（包括大屏幕显示器）等组成。

在调度室设工业视频监视中心站，该系统包括监视终端、大屏幕显示系统和视频会议终端。

现场监测点传来的视频传号，通过视频服务器和数据采集卡，将视频信号转换成数字信号，通过光纤网络传至监视中心站，在中心站可实时监视到各点的工作和运行情况。

在中心站设大屏幕显示单元，选用 50 英寸 DLP 背投箱体作为大屏幕拼集单元，配多屏拼接器和矩阵切换器，以 2×2 排列组合成背投拼接墙。两边各 6 台 29 寸监视器，构成大屏幕显示单元。

设置视频会议终端，与公司视频系统及电信公网汇接，信号传输借助光纤通讯网络，形成现代化视频网络系统。

摄像机主要装置在采掘进出口处，排土场、道路交叉点，工业场地、储煤场进出口等场所。

摄像机设置地点见下表：

摄像头设置位置	摄像头设置数量	备注
采场	5	
排土场	3	
生产系统	5	
工业广场	2	
地中衡	2	

第十四章 爆破器材供应

露天煤矿爆破工程委托准格尔旗大安爆破有限责任公司承担，因此不新设爆破材料库，由爆破公司承担爆破材料的运输及爆破工作。详见附录《爆破施工合同书》。

第十五章 地面建筑

第一节 设计原始资料和建筑材料

一、设计原始资料

1、气象条件

该地区属大陆半干旱性气候；

最高温度：39.5℃；

最低温度：-24.3℃；

主导风向：西北风，最大风速 18m/s；

年降雨量：年总降水量 231mm~459mm，年总蒸发量 1824.7mm~2204.6mm；

最大冻土深度为 1.50m。

2、地 震

依据《中国地震动参数区划图》（GB-18306-2001），本区地震动峰值加速度（g）为 0.10，比照《中国地震烈度区划图（1990）》，对照烈度为 7 度。各建（构）筑物一律遵照抗震设计规范进行设计。

3、工程地质资料

矿方未提供工业场地《岩土工程地质报告》，在施工图阶段，应提供工业场地等处的工程地质报告，并相应调整基础的埋深。

二、建筑材料

（一）建筑材料的种类及来源

矿井主要建筑材料：钢材、水泥、木材等由薛家湾镇购进。

（二）节能新材料的应用

节能保温材料选用聚苯板（不燃烧）。

第二节 工业建筑及构筑物

工业建筑及构筑物分为生产和辅助生产两类。

一、生产系统

（一）地面生产系统由落地储煤场、防风抑尘网、卸载平台、原煤上筛分楼皮带栈桥、筛分楼、块煤卸载皮带机、末煤卸载皮带机、地磅房组成。

（二）结构形式

防风抑尘网、皮带栈桥、筛分楼、地磅房均为钢结构；

二、辅助生产设施

（一）辅助生产设施

辅助生产设施主要有机修车间、综合材料库、消防材料库、锅炉房、日用消防水池及泵房、污水调节池及中水回用池等。

（二）结构形式

- 1、钢筋砼结构：日用消防水池及中水回用池等；
- 2、框架结构：锅炉房；
- 3、钢结构：机修车间、综合材料库、消防材料库。

（三）建（构）筑物安全等级及设防类别

辅助生产建（构）筑物安全等级，消防水池及泵房为一级，其余均为二级。

建筑抗震设防类别：日用消防水池及泵房为乙类，按 8 度设防，其他为丙类，按 7 度设防。

（四）耐火等级

辅助生产建（构）筑物按仓库，类别属于戊类，耐火等级为三级，

墙、柱、梁及楼板等建筑构件选用应符合《建筑设计防火规范》
(GB50016-2006)的燃烧性能和耐火极限。

(五) 建筑材料

钢材、木材、砼(C10、C15、C20、C30等)、毛石、机制砖、水泥等。

其他特征详见建(构)筑物特征表 15-2-1。

建（构）筑物特征表

表 15-2-1

序号	工程名称	指标		檐口高度 (m)	长度 (m)	基 础		结构形式	墙 身 (mm)		地面	楼面	屋 面			门窗	室 内 设 备			备注 (轴线)
		面积 (m²)	体积 (m³)			形式	深度 (m)		外墙	内墙			结构层	保温材料	防水材料		采暖	照明	给排水	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
一	生产系统																			
1	地磅房	36	129.6	3.6		钢筋 砼	3.25	钢结构	彩板	彩板	水泥 砂浆		钢筋 砼	聚苯 板	SBS	塑钢 门窗	√	√		新建
	地磅基础		60			钢筋砼														(两座)
2	原煤上 筛分楼栈桥			4	62.7	钢筋 砼	2.0	钢结构												新建
3	筛分楼	24	176.5	7.4		钢筋 砼	2.0	钢结构										√		5.3×4.5 新建
4	防风抑尘网			12	518	钢筋砼	3.25	钢结构												新建
5	卸载平台	3600	37800	10.5																新建 填土
	卸载平台挡墙		1215			钢筋 砼	3.0													

建（构）筑物特征表

续表 15-2-1

序号	工程名称	指标		檐口高度 (m)	长度 (m)	基 础		结构形式	墙 身 (mm)		地面	楼面	屋 面			门窗	室 内 设 备			备注 (轴线)
		面积 (m²)	体积 (m³)			形式	深度 (m)		外墙	内墙			结构层	保温材料	防水材料		采暖	照明	给排水	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
二	辅助生产系统																			
1	机修车间	360	2916	8.1		钢筋砼	2.0	钢结构	彩板	彩板	水泥砂浆		钢筋砼	聚苯板	SBS	塑钢门窗	√	√		30×12 新建
2	综合材料库	216	1036.8	4.8		钢筋砼	2.0	钢结构	彩板	彩板	水泥砂浆		钢筋砼	聚苯板	SBS	塑钢门窗	√	√		24×9 新建
3	10kV 箱式变电站基础		30			钢筋砼	2.0													
4	锅炉房	283.5	1701	6		钢筋砼	2.0	框架	300	200	水泥砂浆		钢筋砼	聚苯板	SBS	塑钢窗木门	√	√	√	21×13.5 新建
5	日用消防泵房	54	302.4	地上 3.6 地下 2.0		毛石	2.0	砖混	370	240	水泥砂浆		钢筋砼	聚苯板	SBS	塑钢窗木门	√	√	√	9×6 新建
	日用消防水池		300					钢筋砼												
6	地埋式水处理设施																			新建
	污水调节池		50					钢筋砼												地下

建（构）筑物特征表

续表 15-2-1

序号	工程名称	指 标		檐口 高度 (m)	长度 (m)	基 础		结构 形式	墙 身 (mm)		地面	楼面	屋 面			门窗	室 内 设 备			备注 (轴线)
		面积 (m²)	体积 (m³)			形式	深度 (m)		外墙	内墙			结构 层	保温 材料	防水 材料		采 暖	照 明	给排 水	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
	中水回用池		50					钢筋砼												地下
三	行政、公共 建筑																			
1	办公室	277.2	998	3.6	33	毛石	2.0	砖混	370	240	地砖		钢筋 砼	聚苯 板	SBS	塑钢窗 木门	√	√	√	33×8.4 新建
	综合办公室	264	950.4	3.6	33	毛石	2.0	砖混	370	240	地砖		钢筋 砼	聚苯 板	SBS	塑钢窗 木门	√	√	√	33×8.4 新建
2	区队办公室	201.6	725.8	3.6	24	毛石	2.0	砖混	370	240	地砖		钢筋 砼	聚苯 板	SBS	塑钢窗 木门	√	√	√	24×8 新建
3	保健急救站	201.6	725.8	3.6	24	毛石	2.0	砖混	370	240	地砖		钢筋 砼	聚苯 板	SBS	塑钢窗 木门	√	√	√	24×8 新建
4	浴 室	243	874.8	3.6	18	钢筋 砼	2.0	框架	300	200	地砖		钢筋 砼	聚苯 板	SBS	塑钢窗 木门	√	√	√	18×13.5 新建
5	食 堂	283.5	1020.6	3.6	21	钢筋 砼	2.0	框架	300	200	地砖		钢筋 砼	聚苯 板	SBS	塑钢窗 木门	√	√	√	21×13.5 新建

建筑（构）物特征表

续表 15-2-1

序号	工程名称	指 标		檐口 高度 (m)	长度 (m)	基 础		结构 形式	墙 身(mm)		地面	楼面	屋 面			门窗	室 内 设 备			备注 (轴线)
		面积 (m²)	体积 (m³)			形式	深度 (m)		外墙	内墙			结构 层	保温 材料	防水 材料		采 暖	照 明	给 排 水	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
6	单身宿舍	415.8	1496.9	3.6	33	毛石	2.0	砖混	370	240	地砖		钢筋 砼	聚苯 板	SBS	塑钢 窗 木门	√	√	√	33×12.6 新建四座
四	场地设施																			
1	砖围墙			2.4	593	毛石	0.5	砖混	240											
2	加固场地	6556																		
3	铺砌场地	1250																		
4	石砌截水沟				310															0.6×0.8
5	挖方		240000																	
	填方		400000																	
6	占地面积	36812																		

第三节 行政与公共建筑

一、根据《煤炭工业露天矿设计规范》和劳动定员表确定，自营劳动在籍人员按 76 人计，各项行政、公共建筑面积具体计算见表 15-3-1。

行政与公共建筑建筑面积计算表

表 15-3-1

序号	项目名称	计算依据	指标 (m²)	计算建筑面积 (m²)	实际采用面积 (m²)	备注
1	行政办公室	19	18 m²/人	342	528	按管理人员 19 计
2	区（队） 办公室	76	1.50 m²/人	114	192	按自营人员 76 计
3	浴室（包括更衣室）	76	1.30 m²/人	98.8	243	按自营人员 76 计
4	食 堂	76	0.75 m²/人	57	283.5	按自营人员 76 计
5	保健站		200 m²	192		——

二、设施及结构形式

行政、公共建筑主要有办公室、保健站、区队办公室、单身宿舍、浴室、食堂等。其中办公室、综合办公室、保健站及区队办公室为砖混结构，浴室、食堂为框架结构。其他特征详见建（构）筑物特征表 15-2-1。

三、浴室有关设施

（一）更衣柜

按自营生产人员 76 计设置，每人一个，共 76 个。

其中：男 67 人，女 9 人。

（二）浴室设施

入浴人数按最大班乘以系数 1.3 计；

男职工 $37\times1.3=48$ （人）；

女职工 $5\times1.3=6$ （人）；

男、女浴室设施全部按淋浴。

男淋浴器数量：淋浴人员按 4 人配置一个， $48\div4=12$ （个）；

女淋浴器数量：淋浴人员按 2 人配置一个， $6\div2=3$ （个）。

浴室设施数量表

表 15-3-2

序号	项目名称	单位	计算数量	采用数量	备注
1	男更衣柜个数	个	67	69	
2	男淋浴器个数	个	12	14	
3	女更衣柜个数	个	9	11	
4	女淋浴器个数	个	3	5	

第四节 生活区

职工住宅、商业服务及文教卫生设施等依托社会化服务解决，本矿不设居住区，拟将生活区设在薛家湾镇，距离矿区 15km。

第十六章 给排水

第一节 概 述

一、编制范围：本报告给水范围为露天矿的工业、行政福利设施的生产、生活及消防给水。

二、编制依据：《煤炭工业露天矿设计规范》、《室外给水设计规范》、《室外排水设计规范》、《建筑设计防火规范》、《煤炭工业给水排水设计规范》等。

第二节 用水量及水质

一、用水量计算

露天矿生活用水量为 $101.64\text{m}^3/\text{d}$ ，生产用水量为 $276.52\text{m}^3/\text{d}$ ，其中采场洒水量为 $78.52\text{m}^3/\text{d}$ ，室外消防用水量 20L/s 计，同一时间火灾的次数为一次，火灾延续时间为 3h 。详细的生产、生活及消防用水量见表 16-2-1。

二、水 质

本工程生活及消防用水水质满足《生活饮用水水质标准》。

防尘洒水水质标准见表 16-2-2。

用水量表

表 16-2-1

序号	用水名称	规格	用水量标准	日用水量	K _时	最大 小时 用水量	秒流量	备注
			L	m ³ /d		m ³ /h	L/s	
一	生活用水							
1	生活用水	37/75	50L/人·天	3.75	2.50	0.58	0.16	
2	洗浴用水			24.30		4.05	1.13	
(1)	淋浴用水	13	540L/个·h	21.06	---	3.51	0.98	
(2)	洗脸盆用水	3	360L/h.个	3.24	1.00	0.54	0.15	
3	食堂用水(每天二次)	75	20L/人·次	3.00	1.50	0.38	0.10	12h
4	锅炉补水			46.08		2.88	0.80	16h
5	单身宿舍	75	150L/人·天	11.25	2.00	1.41	0.39	16h
	小 计			88.38		9.29	2.58	
6	其 他	0.15		13.26		1.39	0.39	
	总 计			101.64		10.68	2.97	
二	消防用水							
1	室外用水量			216.00		72.00	20.00	3h
三	生产用水							
1	道路洒水			60.00		3.75	1.04	
2	绿化用水			60.00		3.75	1.04	
3	储煤场洒水			60.00		3.75	1.04	
	小 计			180.00		11.25	3.12	
4	其 他	0.1		18.00		1.13	0.31	
	计			198.00		12.38	3.43	
5	采场洒水水量			78.52		4.91	1.36	
	总 计			276.52		17.28	4.80	

洒水水质标准表

表 16-2-2

项 目	标准
悬浮物含量	<30mg/L
悬浮物粒径	<0.3mm
pH 值	6-9
粪大肠菌群	不超过 3 个/L

第三节 水源工程

露天矿工业场地用水取自科源水务公司供水管网，以窑沟水源地通过加压泵站及矿井自建的供水管路向本矿日用消防水池供水。水务公司提供可满足本矿职工生活的饮用水，水质满足《生活饮用水水质标准》。为了合理利用水资源，本设计将露天矿坑内排水作为露天矿生产水源，不足部分由生活用水补给。

本露天矿坑底排水 312m³/d 左右，主要污染物为 SS，经净化处理后，可作为地面、煤场洒水之用。设计选用 200m³ 澄清池一座，矿坑排水经澄清处理后进入 200m³ 清水池用于地面、煤场洒水之用。

第四节 给水系统

一、输水系统

本设计的输水系统由原输水管加压送至露天矿工业场地的日用消防水池。输水管线为单线，输水管材为给水硬聚氯乙烯管，埋地敷设，埋地深度位于当地冰冻线以下。

二、配水系统

露天矿行政生活区生活及消防用水由日用消防水池及日用消防泵房内加压设备供给，露天矿生产用水由洒水车供给。露天矿生产用水、地面降尘及绿化用水利用净化后的坑内排水，不足部分由生活水源补给。露天矿采用生活、消防合一的配水管网。生产、生活及消防用水配水管管材为镀锌钢管，法兰连接。尽可能沿地沟敷设，不能沿地沟敷设的埋地敷设，埋地深度位于当地冰冻线以下。

生活给水系统如下：

水源水→日用消防水池→变频调速供水设备、专用消防泵→各用水点

生产给水系统如下：

矿坑排水→澄清池→复用水池→洒水车→道路及采场洒水

生活污水→中水处理站→复用水池→回用泵→道路洒水及绿化

露天矿工业场地内设置一座 300m³ 的矩形钢筋混凝土的日用消防水池，用于调节日用水量和贮存地面生活及消防用水。设一座半地下的日用消防用水泵房。泵房内设备见下表 16-4-1。

工业场地泵房设备表

表 16-4-1

名 称	规 格	单位	数量	备注
变频调速供水设备 配水泵（生活）	LBP-GM-25/32-1/2 Q=25m ³ /h,H=32m SLS50-160 N=3kW	套 台	1 2	备用一台水泵
消防水泵	XBD6/20-100G/3 (Q=20L/s, H=60m, N=18.5kW)	台	2	一台备用
排水潜污泵	40QW10-10-1.1 Q=10m ³ /h, H=10m N=1.1kW	台	2	备用一台水泵

三、节水措施

为了节约用水，在用水建筑物入口处设水表，建筑物内卫生器具选用节水型器具，并设随时关断阀门，卫生器具及管道随时检查和防漏。

热水采暖系统为循环系统，补水采用带稳压的变频给水。供热设备及管道随时检查和防漏。

第五节 排水系统

露天矿工业场地室外排水采用分流制排水系统。排水量计算详见水量平衡图 16-5-1。

露天矿工业场地内的办公楼、浴室等排放的粪便污水，经化粪池简单处理，食堂排水经隔油池隔油，锅炉排污经降温池降温后，汇集其它建筑排放的污废水由室外排水管网排入工业场地的污水处理站，经处理合格后用于工业场地绿化和洒水。

排水管材：硬聚氯乙烯环形肋管，连接方式粘接。排水主干管为 DN200，埋地敷设，最小覆土厚 1.50m。

第六节 室内给排水

凡有室内卫生设备或用水器具的建筑物均设有室内给水、排水系统。

给水管管材选用给水用硬聚氯乙烯管。排水管管材选用排水硬聚氯乙烯管。

浴室热水为锅炉房直接供给的 60℃热水。工业场地人员饮用水由设在建筑内的电开水器供应开水。

各建筑可根据《建筑灭火器配置设计规范》的要求，配置手提式干

粉灭火器。

第七节 水处理

一、矿坑涌水处理

露天矿坑内正常涌水量为 $312\text{m}^3/\text{d}$ ，设计选用 200m^3 澄清池一座，主要污染物为 SS，经净化处理达到《生活杂用水水质标准》后，进入 200m^3 清水池用于地面、煤场洒水之用。

二、生活污水

露天矿工业场地的生产、生活污水排水量约为 $85.57\text{m}^3/\text{d}$ 。

露天矿工业场地排放的生产、生活污水水质初步预计为：

BOD_5 （生化需氧量）= $60\text{--}150\text{mg/L}$

COD_{Cr} （化学需氧量）= $180\text{--}400\text{mg/L}$

SS（固体悬浮物）= $120\text{--}200\text{mg/L}$

经过中水处理设备处理后的出水水质： $\text{BOD}_5 \leq 5\text{mg/L}$ ， $\text{COD}_{\text{Cr}} \leq 40\text{mg/L}$ ， $\text{SS} \leq 1\text{mg/L}$ ，氨氮 $\leq 10\text{mg/L}$ ，浊度 $\leq 0.5\text{mg/L}$ ，达到《生活杂用水水质标准》。依据排放标准确定污水处理采用以下工艺流程。

工业场地污水→污水调节池→污水处理设备→复用水池→复用给水泵→用于工业场地的绿化和洒水。

露天矿污水处理设备设在工业场地内，设一套 WSZ-5 型（处理量为 $5\text{m}^3/\text{h}$ ）的污水处理设备，用于处理生产生活污水。整套设备埋地敷设，覆土厚度为 1000mm 。

在工业场地中水处理站设一座 50m^3 矩形钢筋混凝土的原水池，一座 50m^3 的矩形钢筋混凝土的复用水池。中水处理站设备见表 16-7-1。

工业场地中水处理站设备表

表 16-7-1

名 称	规 格	单位	数量	备注
机械格栅	HF-300 型，N=0.55kW	台	1	A3（耙齿间隙 3mm）
地埋式水 处理设备	MSZ-5 型，5m³/h	台	1	A3
潜污泵	SLQ-0.4-50，N=0.4kW	台	2	配自动耦合机构
中水回用泵	SLQ-0.4-50，N=0.4kW	台	2	配自动耦合机构
鼓风机	N=3kW	台	2	厂家配套
消毒设备	HB-50 型，发生量 50g/h	台	1	600×300×900

第八节 消 防

一、设计概况

根据《建筑设计防火规范》（GB50016-2006），露天矿室外消防用水量以 20L/s 计，同一时间火灾的次数为一次，火灾延续时间为 3h。

为了保证消防用水量，在露天矿工业场地建 1 座 300m³ 的矩形钢筋混凝土的日用消防水池。由专用消防泵加压供给，消防泵设在消防泵房内。

室外消防给水采用临时高压给水系统，环状布置，室外消火栓采用 SX-100 型地下式消火栓，消火栓的布置间距为 90-120m。在易发生火灾的地点配备手提式干粉灭火器。

露天矿要确保消防洒水车的设备完好。

本矿消防等级为二级。

二、消防工程

本矿的消防工程包括工业广场的消防，生活福利设施的消防，储煤场的消防，采煤工作面的灭火等。

1、工业广场的消防

采用消防水泵、水池及消防管网联合供水方式。室内 10min 消防水量、水压由露天矿 300m³ 日用消防水池及消防泵房保证。室外消防按 3h，水量按每秒 20L，由露天矿工业场地消防泵提供水压、水量，消防泵房采用双电源供电，两回电源自动切换。

2、生活福利设施消防

本矿的生活福利设施消防根据《建筑设计防火规范》（GB50016-2006）进行建设。

3、储煤场的消防

本露天矿建成后有地面储煤场，其消防和防灭火采用在储煤场周围设置环状的消防给水管网，消防给水管管径为 DN100，按照间距不大于 120m，保护半径不大于 150m，共设置 6 套室外地下式消火栓。水源来自工业广场消防水池。

第十七章 采暖通风与供热

第一节 采暖通风

一、设计依据

《煤炭工业露天矿设计规范》、《采暖通风与空气调节设计规范》、《锅炉房设计规范》、《实用供热空调设计手册》、《煤炭工业采暖设计规范》等。

二、设计计算参数

室外采暖计算温度：-19℃

室外冬季极端最低温度值：-24.3℃

采暖天数：180d

最大冻土深度：1.5m

三、采暖范围及方式

露天矿工业场地的各工业建筑、行政福利建筑物的采暖由锅炉房供给，采暖热媒为热水，供、回水温度为 95/70℃。建筑物采用内腔无砂 760 型铸铁散热器或钢制散热器对流采暖。个别偏远、分散建筑按具体情况设置电取暖。

四、建筑物热负荷见表 17-1-1。

五、热水和开水供应

浴室洗浴需 40° C 热水，由工业场地内原锅炉房生产的热水，经换热器制成 60° C 的温水直接供给浴室。工业场地人员饮用水由全自动电开水器供给。

洗浴耗热量计算公式：

$$Q_3 = \frac{q_h(t_r - t_L)\rho_r \cdot N_0 \cdot b \cdot C}{3600}$$

式 中：

Q_3 —— 设计小时耗热量 ，

q_h —— 卫生器具热水的小时用水定额，

ρ_r —— 热水密度， ；

N_0 —— 同类卫生器具数；

b —— 卫生器具同使用百分数；

t_r 、 t_L —— 分别为热水温度、冷水温度， ；

C —— 水的比热， 4187KJ/kg · °C

洗浴热负荷 0.45MW。

洗浴用热水选用 QTZS-R-0.53 型水-水换热机组进行换热。

各建筑物耗热量计算表

表 17-1-1

(采暖室外计算温度-19℃)

序号	建筑物名称	采暖室内计算空气温度(℃)	采暖建筑物体积(m3)	单位体积采暖热指标(W/m3·k)	室内外温度差(℃)	耗热量(W)
1	地磅房	16	129.6	3.0	35	13608
2	机修车间	16	2916	1.5	35	153090
3	综合材料库	16	1036.8	1.7	35	61689.6
4	锅炉房	16	500.0	1.7	35	29750
5	日用消防泵房	16	302.4	2.2	35	23284.8
6	办公室	18	998.0	1.6	37	55389.0
7	综合办公室	18	998.0	1.6	37	55389.0
8	区队办公室	18	725.8	1.4	37	37596.4
9	保健急救站	18	725.8	1.4	37	37596.4
10	浴室	23	874.8	1.6	42	58786.56
11	单身宿舍	18	1496.9	1.2	37	66462.36
	合 计					592642.2

第二节 锅炉房设备

一、概 述

1、热负荷

工业场地供热范围按前述，热负荷如下：

采暖热负荷：0.59MW

浴室洗浴热负荷：0.45MW

2、水质资料

锅炉给水采用厂区供水管网的生活用水，水压保持在 2kg/cm²，锅炉给水需经离子交换器软化后，达到锅炉用水标准后方可使用。

二、锅炉房型号选择

根据热负荷计算结果和用热制度，确定锅炉台数和型号。锅炉房选用 DZL0.7-0.7/95/70-AII 型热水锅炉两台，冬季两台运行，夏季一台运行为洗浴用热服务。除尘器选用 XSC 型湿式脱硫除尘器，除尘效率为 95%。锅炉及配套辅机设备表 17-2-1。

锅炉及配套辅机一览表

表17-2-1

序号	名称	型号及规格	数量	备注
1	卧式热水锅炉	DZL0.7-0.7/95/70-AII	2 台	
2	调速箱		2 台	锅炉配套
3	螺旋出渣机		2 台	锅炉配套
4	鼓风机	GG2	2 台	N=3kW
5	引风机	GY-2	2 台	N=11kW
6	循环水泵	IS80-65-160	3 台	N=7.5kW
7	补水泵	IS50-32-160	2 台	N=0.55kW
8	补水箱	1800*2200*1500	1 个	
9	除尘器	XSC 型	2 台	
10	水-水换热机组	QTZS-R-0.35 型	1 台	N=3kW

三、燃料系统

上煤系统由煤场→手推车→锅炉上煤机→锅炉。
除渣系统由出渣机→手推车→室外渣场→汽车。

第三节 室外供热管道

一、供热管道布置和系统划分原则

工业场地室外供热管网分热水采暖、浴室供热二个独立系统。供热管道采用树枝状沿道路边的人行道布置。

二、管道敷设方式

管道敷设方式全部采用不通行和少量半通行砖砌地沟敷设。采暖管道主要分支管处的回水管上设流量控制阀，对分支管段的热用户流量进行设定，保证热用户的采暖效果。

三、管道材料及保温材料选择

热水采暖供、回水管采用焊接钢管。供热管道均做保温，保温材料为岩棉，保温厚度按经济厚度考虑。

四、管道热力补偿

管道热补偿尽量利用管道转弯处的自然补偿，当自然补偿不能满足要求时，采用波纹管补偿器进行补偿。

第四节 空调与通风

工业场地设有办公楼等设施，根据《煤炭工业矿井设计规范》及《采暖通风与空气调节设计规范》要求，设置通风空调系统。

露天矿工业场地的建筑物一般采用自然通风方式，对于产生余热、余湿及大量粉尘的建筑采用局部机械通风方式。

对于浴室等产生大量余热余湿或有害气体的房间及部位，设置机械通风设施，通风设备均选用低噪声轴流风机 DZ-113（ $Q=1600\text{m}^3/\text{h}$ ， $H=39.2\text{pa}$ ， $n=1450\text{rpm}$ ， $P=0.06\text{kW}$ ）2 台，换气次数为 6 次/h。

第十八章 总平面布置及地面运输

已批复的原《初步设计》选择的工业场地位于矿田内西部境界处，占地面积 4.77hm^2 （其中行政生活及辅助生产区 1.17hm^2 ，储煤场 3.60hm^2 ），储煤场位于行政生活及辅助生产区的南部。现由于征地原因，按委托要求结合实际情况调整了工业场地位置，本次修改设计行政生活及辅助生产区位于矿田西部境界外、山坡地段；储煤场位于行政生活的东北部，在矿田内、外运公路的西侧。

第一节 露天煤矿总布置

露天煤矿总布置包括采掘场、排土场、工业场地、外部公路、供电线路及供水管路等工程。

一、采掘场

达产时采掘场位于矿田境界的南部，占地面积约为 113.3hm^2 。

二、排土场

达产时排土场分为一号和二号排土场，位于矿田境界的中部及西部，占地面积分别为 85.7hm^2 和 83.3hm^2

三、工业场地

工业场地（包括生产区、辅助生产区、行政生活区）位于矿田境界外西侧，占地面积约为 3.9hm^2 。

四、外包基地

外包基地位于生产区西侧，占地面积约为 2.60hm^2 。

五、外部公路

距露天矿工业场地 3.5km 处有当地运煤公路（玻璃圪旦—扶贫煤

矿），工业场地需修建 3.5km 道路与该路连接进入外部路网。

六、供电线路

工业场地建 10kV 箱式变电所，电源一回引自唐公塔 110kV 变电站，另一回引自纳林沟 110kV 变电站。

七、供水管路

生活水源引自内蒙古科源水务公司，由供水管路送至工业场地日用消防水池。

第二节 工业场地总平面布置

一、概 述

（一）矿区位置

特弘全盈煤矿位于内蒙古自治区鄂尔多斯市准格尔旗境内，行政区划隶属准格尔旗薛家湾镇，地理座标为：

东 经：111°22'05"~111°24'22"

北 纬： 39°53'23"~39°55'21"

（二）气象资料

矿田属大陆半干旱性气候。冬季严寒而漫长，夏季炎热而短暂，昼夜温差大。春季多风，多为西北风，一般风速 10~15m/s，最大风速 18 m/s。每年十月至翌年四月为冻结期，最大冻土层深度为 1.50m。

年平均温度 5.3℃~7.6℃，最高温度为 39.5℃，最低温度为-24.3℃。年总降水量 231mm~459mm，年总蒸发量 1824.7mm~2204.6mm。降水多集中在 7、8、9 三个月，占年降水量的 60~70%，而且多为雷暴雨，形成集中补给与集中排泄，由于地表植被稀少，沟深坡度大，大气降水以表流形式注入本区东缘最大的地表水体黄河之中，只有少数渗入地

下。

（三）地 震

依据《中国地震动参数区划图》（GB-18306-2001），本区地震动峰值加速度（g）为 0.10，比照《中国地震烈度区划图（1990）》，对照烈度为 7 度。

（四）地形地貌

矿田位于鄂尔多斯准格尔东部黄土高原，因水流侵蚀作用形成数条树枝状冲沟，地貌变的十分复杂，地表为固结黄土与风积砂。矿田总体地势西南高东北高低，最高点位于矿区西南部为 1256.40m，最低标高位于矿区东北部为 1068.60m，地形相对高差为 187.80m。

（五）工业场地的选择

根据开采境界、地形、外部运输条件、达产时位置，同时考虑地面水、电、路和防排水工程。经综合比较，工业场地选择在矿田境界中西部（内非露天开采范围）。

二、总平面布置原则

1. 具备地形图、气象、地震及工程地质资料。
2. 在采掘场和排土场的边坡稳定线以外。
3. 避开沟壑、滑坡等不安全地带。
4. 注意风向、朝向、避免污染，重视环保。

三、总平面布置

（一）矿方提供的 1: 5000 地形图，结合矿区实际、总平面布置原则，确定露天矿总平面设计。

（二）由于采、运、排均外包，露天矿场地由工业场地和外包基地

组成，场地间由道路相互联络。

（三）工业场地位于采掘场的西北部，按功能分为生产区、行政生活区和辅助生产区。

1、生产区：位于排土场西北部，主要布置卸煤平台、原煤上筛分楼交代栈桥、筛分楼、块煤卸载皮带机栈桥、末煤卸载皮带机栈桥、落地储煤场、防风抑尘网、地磅房等，占地面积为 2.55hm^2 。

2、行政办公区：位于排土场的西部，布置有办公室、单身宿舍、锅炉房、浴室及食堂等，占地面积为 0.74hm^2 。

3、辅助生产区：位于排土场的西部，布置有综合材料库、消防材料库、机修车间等，占地面积为 0.47hm^2 。

露天矿总布置见图 C41115G-1401-1，工业场地总平面布置详见图 C41115G-1447-1。工业场地占地面积及技术指标见表 18-2-1。

工业场地技术经济指标表

表 18.2.1

序号	项目名称	单位	数量
1	工业场地总占地面积	m ²	39116
(1)	生产区占地面积	m ²	25563
(2)	行政生活区占地面积	m ²	8855
(3)	辅助生产区占地面积	m ²	4698
2	建（构）筑物等占地面积	m ²	17459
(1)	其中：建（构）筑物占地面积	m ²	4015
(2)	铺砌场地占地面积	m ²	1250
(3)	加固场地占地面积	m ²	4371
(4)	绿化占地面积	m ²	7823
3	建筑系数	%	23
4	场地利用系数	%	20
5	绿地率	%	45

第三节 工业场地防洪排涝及竖向设计

一、防洪排涝

工业场地及外包基地位于井田西北部较高的梁地上，标高在1214.0m—1250.0m 之间，地形为东北高西南低。场地西南约 300m 处有一自然冲沟，距场地最近处沟底标高约 1166.3m，低于场地设计最低标高（1214m）约 48m，故场地不受此冲沟洪水威胁。

各场地间建有联络道路，场地东北部坡地雨季地表水经道路侧排水沟引入西南部低处，可避免场外雨水对场地的影响。

二、竖向设计

（一）设计原则

1、充分利用自然地形，在满足生产工艺需求的前提下，节约用地，减少土方工程量。

2、合理确定各区域位置、面积及各场地建筑标高，满足运输要求和保证场地安全。

（二）竖向设计

各场地竖向布置均采用平坡式，各场地标高：行政生活区及辅助生产区标高为 1214.0—1215.6m，平场坡度为 1%；生产区卸载平台为 +1258.5m，储煤场为 1248.0—1250.0m，平场坡度为 1%。

场地平整总工程量：挖方 240000m³，填方 400000m³。

（三）场地雨水排放

场内排水系统采用漫流,自然排水方式。场外雨水经截水沟排入西南部冲沟内。截水沟采用矩形断面，断面为 0.6m（深）×0.8m（宽），截水沟总长度 310m。

第四节 综合管线布置

一、工业场地工程管线种类

主要包括给水管、排水管、采暖管等。

二、管线综合布置原则

（一）管线综合布置，尽量使管线之间、管线与建（构）筑物之间在平面和竖向上相互协调。

（二）合理选择管线走向，尽量使管线短捷、均匀、适当集中；

（三）尽量减少管线之间、管线与道路间的交叉，交叉时应尽量垂直交叉。

三、管线敷设方式

- (一) 给水管、采暖管等采用综合管沟。
- (二) 电线采用架空线路，量不跨建（构）筑物。

第五节 地面运输

一、概 况

煤矿到薛家湾约 15km，有当地运煤公路相通；薛家湾北至呼和浩特 120km，薛家湾西至鄂尔多斯市 109 国道 145km，薛家湾至万家寨薛魏线 80km；丰准铁路从矿区西南部薛家湾镇通过，是承担准格尔地区煤炭外运的专线，矿区到丰准铁路唐公塔集装站约 12km。

二、场内运输

场内为汽车运输，道路情况如下：

采掘场到储煤场及工业场地联络道路，路面宽 12m，路基宽 15.0m，长 1300 m。

路面结构：

面层：干压碎石 35cm。

基层：粗砂 15cm。

三、场外运输

煤炭外运采用汽车运输方式。露天矿原煤经玻璃圪旦一扶贫煤矿柏油路外运。为保证露天矿原煤外运顺畅，需修建露天矿工业场地与外部运输线路（玻璃圪旦一扶贫煤矿公路）连接道路，路面宽 9m，路基宽 11m，长约 3500 m。

路面结构：

- (1) 7cm 粗（中）沥青砼面层；
- (2) 7cm 沥青碎石联结层；

- (3) 30cm 厚水泥稳定砂砾上基层；
- (4) 15cm 天然砂砾垫层。

第六节 建设用地

一、初步设计露天煤矿达产时建设用地包括采掘场、排土场及工业场地等。用地面积见表 18-6-1。

露天煤矿达产时建设用地汇总表

表 18-6-1

序号	建设用地项目	单位	用地数量	备注
1	达产时采掘场	hm ²	113.3	
2	排土场	hm ²	169.0	
3	工业场地	hm ²	3.91	
4	外包基地	hm ²	2.60	
	合 计	hm ²	288.81	

二、节约用地措施

应尽量利用荒地、劣地，少占耕地；最大限度地减少新增用地。

第十九章 节能节水

第一节 概 述

一、设计依据

- 1、中华人民共和国节约能源法；
- 2、中国节能技术政策大纲；
- 3、节能中长期专项规划（发改环资[2004]2505 号）；
- 4、“十一五”十大重点节能工程实施意见（发改环资[2006]571 号）；
- 5、国家发展改革委员会、国家环保总局《关于印发煤炭工业节能减排工作意见的通知》（发改能源[2007]1456 号）；
- 6、国家发改委《固定资产投资项目节能评估及审查指南》（发改环资〔2007〕21 号）；
- 7、《关于加强固定资产投资项目节能评估和审查工作的通知》（发改投资〔2006〕2787 号）；
- 8、《固定资产投资项目节能评估和审查暂行办法》（国家发改委第 6 号令）；
- 9、国家环保局《煤炭采选业清洁生产标准》（HJ446-2008）；
- 10、公共建筑节能设计标准（GB50189-2005）；
- 11、夏热冬冷地区居住建筑节能设计标准 JCJ134-2001；
- 12、夏热冬暖地区居住建筑节能设计标准 JCJ75-2003；
- 13、民用建筑节能设计标准 JCJ26-95（采暖居住建筑部分）。

二、节能措施编制原则

设计认真贯彻执行国家对能源实行开发和节约并重方针，依靠先进

技术，合理利用和节约能源。

选择了节能型新工艺、新技术、新设备，把节电、节油、节煤、节水作为本次设计的重点。在开采工艺选择方面进行重点比选，尽量减少卡车的燃油消耗，推荐采用“以电代油”方案。

工业场地及露天矿采掘场、排土场等各供电、供热、供水点网系统以节能为准则，集中与分散相结合，力求布局合理。

三、 能耗状况和能耗指标，

1、电力、燃油、煤炭、水资源的年消耗量。

本矿各类能耗年度指标见下表 19-1-1。

本矿各类能耗年度指标表

表 19-1-1

分 项	电 力	煤	水	柴 油
年度指标	158.1×10 ⁴ kwh /a	1436.4t/a	3.35×10 ⁴ m ³ /a	6702.3t/a
吨煤能耗	2.63 kWh/t		0.028m ³ /t	5.59kg/t
折标系数	0.1229（kgce/kWh）	0.8159（kgce/kg）		1.4571（kgce/kg）
折标后单位综合能耗	0.323kgce/t	1.95kgce/t		8.14kgce/t

注：①电力年度指标见表 12-2-1；
②煤年度指标见第十七章第二节；
③水年度指标见表 16-2-1；
④柴油年度指标见表 19-1-2。

2、供热设备的热效率 80%，热力指标：单位体积耗热指标及采暖温度是根据《煤炭工业露天矿设计规范》(GB 50197-2005)中“15.11.2”的表选取。

3、项目的水资源利用率为 60%。

年耗油量表

表 19-1-2

加油方式	设 备	型 号	设备数量 (台或量)	日耗油总量 (t/d)	油品类型
主要 用油设备	钻 机	KQG-150	6	2.28	柴 油
	挖掘机	2.5m³	17	8.5	柴 油
	装载机	3m³	7	1.4	柴 油
	推土机	320HP	3	0.63	柴 油
	自卸卡车	22t	72	7.2	柴 油
全年合计（按 330 天计算）				6702.3t	柴 油

四、能源计量

1、能源计量管理与计量器具

- （1）露天矿应建立能源计量管理体系，形成文件，并保持和持续改进保证其有效性；
- （2）应建立、保持和使用文件化的程序来规范能源计量人员的行为、能源计量器具的管理和能源计量数据的采集、处理和汇总；
- （3）设置专人负责能源计量器具的管理，负责能源计量器具的配备、使用、检定（校准）、维修、报废等的管理工作；
- （4）设专人负责主要次级用能单位和主要用能设备能源计量器具的管理；
- （5）能源计量管理人员应通过相关部门的计量培训考核，持证上岗。
- （6）建立和保存能源计量管理人员档案；

(7) 能源计量器具的检定、校准和维修人员，应具有相应的资质；

(8) 用能设备的设计、安装和使用应满足 GB/T6422、GB/T15316 中关于用能设备的能源监测要求。

(9) 根据实际需要，按照生产周期（班、日、周）及时统计计算出其单位产品的油、电消耗量。

2、计量仪表设置原则、监控范围及信息采集。

(1) 计量仪表设置不留空白，不放过死角。

(2) 监控范围力求涉及能耗范围全覆盖。

(3) 信息采集要求及时准确。

第二节 节能节水措施

一、开采工艺和开拓运输系统的节能措施

1、采用新工艺、新技术，确保开采工艺、装备、设施设计应符合安全、高效、节能和环保要求，主要工艺设备的能效指标，应优先选用电动设备，减少燃油消耗；

2、开采程序和开拓运输系统的节能措施

3、地面储煤场沿采场北侧就近设置，尽量减少汽车的运输距离及燃油消耗。

4、设备选型根据本矿煤层埋藏条件和设备的具体作业性质分别确定铲、车规格，并力求匹配合理，尽量选择燃油消耗量低的设备，并加强设备的维修和保养，使其保持良好运行状态。

5、合理选用道路坡度、曲线半径、路面类型及结构等技术参数，建立合理的开拓运输系统，配备完善的道路维修设备，加强道路养护，提高路面质量，保证设备运行顺畅，减少动力消耗。

二、生产系统的节能措施

1、根据矿山工程发展需要，合理并及时移设或调整汽车出入沟位置、采掘场斜坡道等，减少不合理的物料运距。

2、合理布置生产系统，降低地面运输成本。

3、设备选用节能型。

三、供配电系统的节能措施

1、电耗指标计算及能耗分析

(1) 露天矿供电线路

露天矿已有双回 10kV 电源线路，一回引自纳林沟 110kV 变电站 10kV 侧，导线采用 LGJ-150，线路长度约为 10km；另一回引自唐公塔 110kV 变电站 10kV 侧，线路长度约为 LGJ-150，距离 15km。根据《煤矿电工手册》查得导线电阻为 $0.211\Omega/\text{km}$ 。

有功损耗计算：（电费取 1.00 元/每度）

10kV 线路有功电能损耗 $=3I^2rLh\times 10^{-3}$

$$=3\times 18.13^2\times 0.255\times 15\times 3300\times 10^{-3}$$

$$=12447\text{kW}\cdot\text{h};$$

10km 线路的年电耗费 $=1.00\times 12447=12447$ 元；

1.00 元——电度电价；

3300——线路最大负荷年损耗小时数。

两回供电线路，一回线路工作，另一回备用的运行方式下线路的年电耗费 12447 元。

(2) 露天矿工业广场变压器

露天矿 10kV 变电所位置接近露天矿负荷中心，减少了向各负荷供

电的电缆长度，减少了线路电能损耗及线路电压降。主变采用 SG₁₀-400/10/0.4kV 型节能变压器，最大负荷率 67%，保证系数 100%。

变压器功率损耗计算。

变压器全年的电能损耗为： $\Delta W_a = P_o t + P_k \beta^2 \tau$

式中： ΔW_a ——变压器全年电能损耗，kWh；

P_o ——变压器空载有功损耗，1.005kW；

P_k ——变压器负载有功损耗，4.46kW；

β ——变压器负载率；

t ——变压器全年内投入运行小时数，可取 8760h；

τ ——变压器的年最大负荷损耗小时数，3300 h。

露天矿配备变压器损耗如下：

变压器负载率为：0.67。

变压器损耗： $\Delta W_a = 1.005 \times 8760 + 4.46 \times 0.67^2 \times 3300$
 $= \text{kW} \cdot \text{h}；$

变压器年电耗费= $1.00 \times 15410.7 = 15410.7$ 元。

（3）露天矿负荷及能耗分析

经初步统计本露天矿的用电负荷：

露天矿负荷如下：

有功功率：282.87kW；

露天矿吨煤耗电量：0.73kWh/t；

本露天矿电耗符合国家有关政策和准入标准。

2、供配电系统的节能措施

（1）电气系统布置和线路选择

露天矿工业场地 10kV 箱式变电站设在各负荷中心，进出线方向顺畅。

按照经济电流密度选择线路截面，尽量缩短负荷线路长度。较长距离负荷配电线路尽量提高电压等级供电，以降低线损到达节电的目的。

（2）变压器节能

选用 SG₁₀-400/10/0.4kV 型变压器 2 台，最大负荷率 67%，保证系数 100%。

（3）电容补偿

在工业场地 10kV 箱式变电站 380V 侧设补偿电容器 2 套，补偿容量 150kvar，保证功率因数在 0.9 以上，可降低线路损耗。

3、照明节能措施

（1）保证照明质量前提下，提高整个照明系统效率，节约照明用电。照明设计时应满足照明均匀度、统一眩光值、光色、照明功率密度值（LPD）、能效指标等相关标准值的综合要求。

（2）根据不同场所选择合适的照明光源，在满足照明质量的前提下，尽可能选择高光效光源。生产场所应采用节能型显色性能好的金属卤素灯或钠灯，办公室用节能型稀土三基色荧光灯。上述节能灯全部配置环型节能型镇流器。减少白炽灯的使用量，开关频繁场所、连续调光场所可考虑使用，但一般情况下功率不超过 100W。

（3）灯具镇流器将选用节能电感镇流器或电子镇流器，并保证灯具功率因数 0.9 以上。

（4）采用各种节能型开关或装置，根据照明使用特点采取分区控制灯光或适当增加照明开关点。采用调光开关，节电钥匙开关，公共场

所及室外照明可采用程序控制或光电、声控开关，走道、楼梯等人员短暂停留的公共场所可采用节能自熄开关。

（5）照明节能的重要途径之一是充分利用自然光。在设计中做到充分合理地利用自然光使之与室内人工照明有机地结合，从而大大节约了人工照明电能。

四、建筑节能措施

建筑总平面布置和平面设计，宜利用冬季日照，减少夏季得热和充分利用自然通风。公共建筑及居住建筑的主体朝向宜采用南北向或接近南北向，主要房间宜避开冬季主导风向（北向和东北向）和夏季最大日射朝向（西向）。

工业建筑物及行政、生活福利建筑设计应认真贯彻落实国家对能源实行开发和节约并重的方针，从降低能源消耗，提高经济效益出发，通过合理采用既节约能源又有经济效益的新技术、新工艺、新产品和新材料，达到以最小的能源消耗取得最大的经济效益之目的。建筑结构设计应结合当地气候及建筑物功能要求，对朝向、布局、建筑平面、建筑立面、建筑体型、建筑构造和建筑材料等各方面，均采取有利节能的最佳选择。建筑设计中涉及节能、合理利用能源保温、防热等有关的技术问题，与供热设计综合考虑协调处理。

本项目建筑位于严寒 A 区，考虑冬季防冻，对于工业场地内建筑采用外墙夹心保温技术。

1、墙体节能措施

露天矿项目的工业建筑、辅助设施、供配电室、给排水供热及行政公共建筑等设置采暖的建筑物，如果无特殊要求，结构形式为钢筋砼框

（排）架结构或砖混结构，外墙采用 300mm 厚陶砾砌块、保温压型钢板、夹心保温技术，夹心保温技术具体做法为行政公共建筑墙外墙 120mm 厚砖、中间 80mm 厚膨胀聚苯板、内墙采用 240mm 厚砖，可以满足公共建筑和居住建筑（ ≥ 4 层建筑）外墙传热系数 $< 0.4 \text{ W}/(\text{m}^2 \cdot \text{K})$ 的要求。

2、屋面节能措施

本项目设置采暖的工业建筑，屋面采用 80mm 厚的挤塑聚苯板保温，公共建筑和单身宿舍，屋面保温采用 100mm 厚的挤塑聚苯板保温，传热系数满足标准要求。

3、门窗节能

建筑外窗面积不宜过大，本项目公共建筑在满足日照、采光、通风、观景的条件下，门窗的窗墙比北向不大于 25%；南向不大于 35%；东西向不大于 30%。工业建筑如果无特殊要求，参照公共建筑窗墙比限值。

单身宿舍外门窗（包括阳台门上部透明部分）、遮阳设计，不同朝向的窗墙比：外窗北向不应超过 0.30、东西向不应超过 0.30、南向不应超过 0.50。

设施采暖的建筑物门窗设计为保温塑钢门框，使传热系数达到民用建筑节能设计标准的要求。

五、供热系统的节能节水措施

1、露天矿工业场地的各工业建筑、行政福利建筑物的采暖由锅炉房供给，采暖热媒为热水，供、回水温度为 $95/70^\circ\text{C}$ 。浴室洗浴需 40°C 热水，由工业场地内原锅炉房生产的热水，经换热器制成 60°C 的温水直接供给浴室。单位体积耗热指标及采暖温度是根据《煤炭工业露天

矿设计规范》(GB50197-2005)中“15.11.2”的表选取。

采暖热媒全部采用热水，比蒸汽采暖系统更节约能源，降低能耗30~40%。

锅炉主机设备选用高效节能产品，锅炉的额定热效率为80%，分别大于JB/T10094-2002《工业锅炉通用技术条件》所要求的79%和78%。根据热负荷计算结果和用热制度，确定锅炉台数和型号。锅炉房选用DZL0.7-0.7/95/70-AII型热水锅炉两台，冬季两台运行，夏季一台运行，为洗浴用热服务。除尘器选用XSC型湿式脱硫除尘器，除尘效率为95%。

做好锅炉煤的燃烧控制，根据燃煤煤质调配炉排煤层厚度、炉排转速和鼓、引风机的风量；鼓、引风机风门设置远距离控制和开度指示装置，便于合理调节风煤比。锅炉控制采用微机控制管理，并进入露天矿安全监控系统。锅炉配套的鼓、引风机，采暖系统的补水泵等设备的电动机，采用变频控制技术。

2、所有锅炉房内的热力管道和设备，以及室外供热管道均按国标要求进行保温，保温材料尽量采用导热系数小于 $0.0452\text{W}/(\text{m} \cdot \text{K})$ 的新型材料，减少不必要的散热损失。

合理解决热水采暖管网的水力失调，主要分支管道的回水管增设动态流量控制阀，保证循环水量在设计流量下运行。控制换热机组的供回水温差，避免小温差大流量的运行模式。

六、地下水控制、防排水系统的节能措施，应包括下列内容：

1、根据地形特点及开采程序，合理设置外围排水沟渠，尽量减少降雨后地表水流入采坑，减少坑内排水量及排水所需的电力消耗。

2、将采场上方降雨与少量地下涌水集中汇集到采场最低处，在该

处设置积水坑与排水泵站，采用潜水电泵移动泵站排水方式。设计上合理设置排水管路、选用高效节能排水电泵以降低排水过程中的电力消耗。

七、给排水系统的节能节水措施

（一）给排水系统

1、露天矿生活用水量为 $101.64\text{m}^3/\text{d}$ ，生产用水量为 $276.52\text{m}^3/\text{d}$ ，其中采场洒水量为 $78.52\text{m}^3/\text{d}$ ，室外消防用水量 20L/s 计，露露天矿污水处理设备设在工业场地内，设一套 MSZ-5 型（处理量为 $5\text{m}^3/\text{h}$ ）的污水处理设备，用于处理生产生活污水。

露天矿坑内正常涌水量为 $312\text{m}^3/\text{d}$ ，矿坑水处理设计规模为 $50\text{m}^3/\text{h}$ ，处理到满足消防洒水的要求。矿坑水中主要是悬浮物、色度、透明度、漂浮物、细菌学指标超标，所以只需进行净化处理。本设计采用混凝、沉淀、过滤、消毒的处理工艺。

2、露天矿工业场地内设有一座 300m^3 的钢筋混凝土的日用消防水池，用于贮存生活用水和消防用水。生活用水采用变频调速装置供至矿区生活供水管网，选生活供水泵两台（一备一用），型号为 LBP-GM-25/32-1/2 ($Q=25\text{m}^3/\text{h}$, $H=32\text{m}$, $N=3\text{kW}$)，消防用水选专用消防水泵两台（其中一台备用），型号为 XBD6/20-100G/3 ($Q=20\text{L/s}$, $H=60\text{m}$, $N=18.5\text{kW}$)。生产用水采用处理后的坑内水。

采用分质供水，使污、废水经过处理后能全部回用，减少了新鲜水的使用量，节约了水资源，又减少了能源的耗用。选用高效率低能耗的水泵产品，同时工况点应在水泵性能曲线的高效区，对经常使用的水泵采用变频调速装置，使能耗进一步降低。

（二）采暖与通风

1、工业场地内建筑物采用热水采暖，供、回水温度为 95/70℃，降低电耗。

2、供热管道采用树枝状沿道路边的人行道布置，为减少热能损失，供热管道均做保温，保温材料为岩棉，保温厚度按经济厚度考虑。

3、建筑物一般采用自然通风。卡车及工程机械保养间、洗车间设机械通风，风机选用效率较高的节能型风机。

八、总平面布置与地面运输

（一）总平面布置

在总平面布置上因地制宜，按功能合理分区、紧凑布置、方便运输、人流物流通畅短捷的原则，尽量减少交叉环节，达到节省能源的目的。据此，设计在平面布置上采取了以下措施：

1、露天矿设备组装场、加水站等建（构）筑物均布置在露天矿坑口附近，尽量靠近采掘场布置。各设施之间均布置联络道路，使运输顺畅，行走距离短。

2、总平面布置在满足相关规范要求前提下，尽量减少建(构)筑物间距，合理用地，使工程管线布置简单短捷，节省动力消耗。

3、热源及变电所尽量靠近供热负荷、用电负荷中心布置，减少工程管线距离。

4、在总平面布置上，使各建筑物有良好的采光、通风和卫生条件。

（二）地面运输

为节省能源消耗，地面运输系统布置考虑了以下措施：

1、尽量利用当地地形条件，地面运输系统与工业场地内各设施相

距均较近，其间设有道路相连，形成工业场地运输路网，使场地内外运输均很便捷。道路设计考虑线形顺直、平缓；道路路面除矿山道路外，均采用沥青混凝土路面；在道路运行过程中，加强道路的养护和维修，使道路具有良好状态。

2、运输设备和工程机械尽量选择油耗小的设备，并加强设备的维修和保养，使其保持良好运行状态。通过实施以上措施，为运输提供优越的条件，达到提高行车速度，减少燃油消耗的目的。

第三节 节能节水效果

一、节能节水措施的综合效果分析

1、综合能耗指标与国内外露天煤矿的类比达到和接近国内外先进露天煤矿；

2、节能节水指标达到国家和地方节能节水技术政策要求。

二、项目在节能节水方面存在的问题及解决的对策或建议。

主要问题是剥离过程采用燃油卡车，能耗比较高。建议后期改用电力采矿设备。

第二十章 水土保持

第一节 设计依据

- 1、《中华人民共和国水土保持法》（中华人民共和国主席令第 39 号）；
- 2、《中华人民共和国环境保护法》（全国人大常委会，1989 年颁布）；
- 3、《中华人民共和国防沙治沙法》（全国人大常委会，2001 年 8 月 31 日通过）；
- 4、《中华人民共和国水土保持法实施条例》（国务院，1993 年第 120 号令）；
- 5、《开发建设项目水土保持方案管理办法》（水力部、国家计委、国家环保局，1994 年 513 号文）；
- 6、《全国生态环境保护纲要》（国务院，2000 年 11 月）；
- 7、《水利部、国家煤炭工业局关于加强煤炭生产建设项目水土保持工作的通知》（水保[1999]398 号）；
- 8、《内蒙古自治区实施<中华人民共和国水土保持法>办法》（内蒙古人大常委会，1997 年修订）；
- 9、《内蒙古自治区水土流失重点防治区划通告》（内蒙古自治区人民政府，1999 年 62 号文）；
- 10、《开发建设项目水土保持技术规范》（GB50433-2008）；
- 11、《开发建设项目水土流失防治标准》（GB50434-2008）。

第二节 水土流失现状及防治目标

一、水土流失现状

全盈煤矿矿区位于鄂尔多斯市准格尔东部的黄土高原。因水流的向源侵蚀作用形成数条树枝状冲沟，将矿区地形切割为支离破碎的地形，地貌变的十分复杂，沟谷纵横、沟深壁陡，地表为固结黄土与风积砂。区内植被稀少，是典型的高原侵蚀丘陵地貌。切割强烈，基岩裸露，植被稀疏，为半荒漠地区。本地区土壤侵蚀以水力侵蚀为主，水土流失严重，是自治区人民政府通告的水土流失重点监督区和重点治理区。

二、水土流失防治目标

全盈煤矿所在区域属水土流失重点治理区。依据《开发建设项目水土流失防治标准》（GB50434-2008）的规定，煤矿项目建设过程中水土保持防治标准执行一级防治标准。开发建设项目水土流失防治标准见表20-2-1。

设计水平年水土流失防治标准表

表 20-2-1

防治目标 \ 防治分区	建设生产类		
	一级	二级	三级
扰动土地治理率（%）	95	95	90
水土流失治理程度（%）	95	85	80
土壤流失控制比	0.8	0.7	0.5
拦渣率（%）	98	95	90
林草植被恢复率（%）	98	95	90
林草覆盖率（%）	25	20	15

煤矿属于建设生产类项目，根据煤矿自然气候条件、地形地貌、水土流失现状及各施工单元对煤矿执行标准进行调整，由于煤矿项目所在区域的年总降水量 231mm~459mm，平均 400mm，需对水土流失治理程度、林草覆盖率、植被恢复系数三项指标进行调整，通过内插法得出调整指数，水土流失的侵蚀强度以轻度侵蚀为主，水土流失控制比也需进行调整。调整后煤矿项目工程设计水平年水土保持防治目标为：

- 1、扰动土地治理率达到 97.6%；
- 2、造成水土流失的治理度达到 100%；
- 3、拦渣率达到 99%；
- 4、侵蚀模数控制比达到 0.9；
- 5、植被恢复率达到 96.1%；
- 6、林草植被覆盖率达到 59.6%。

第三节 水土流失防治分区及防治措施

一、水土流失防治责任范围和防治分区

1、确定防治责任范围的原则

根据国家行业标准《开发建设项目水土保持技术规范》（GB50433-2008）规定，建设项目的水土流失防治责任范围包括工程建设区和直接影响区两部分。

项目建设区主要包括项目永久征地、临时用地，管辖范围等土地权属明确，需由建设单位对其区域内的水土流失进行预防或治理。

直接影响区指项目建设活动可能对项目建设区外其他区域造成水土流失及危害，其主要特点是由项目建设所诱发、可能（也可能不）加剧水土流失的范围，虽不属于征地占地范围，但建设单位应对其造成的

水土流失负责防治。

二、水土保持防治措施

根据露天矿的开发特点、建设顺序、开采工艺及矿区易造成水土流失的特点，结合项目所在区域的自然和社会经济条件，在水土流失防治分区的基础上，对煤矿项目建设区的水土流失防治总体布局做相应安排。水土保持措施的实施集中在煤矿的工业场地的办公生活区、储煤场，排土场及运输道路。

1、工业场地办公生活区

本次设计结合露天矿特点及地形，工业场地（包括生产区、辅助生产区、行政生活区）位于矿田境界西侧，占地面积约为 3.9 hm^2 。外包基地位于生产区西侧，占地面积约为 2.60 hm^2 。其中，绿化占地面积 7823 m^2 ，绿化系数 45%。在办公生活区进行场地平整，硬化后在四周栽植松树和柠条进行绿化美化。

2、储煤场

本露天矿为中型矿山，根据本矿的实际情况及采矿首采区拉沟位置，再结合业主的征地要求，本矿地面生产系统放置在首采区排土场的西侧，在矿田范围之内，距离首采坑大约 1000m。储煤场容量设计为露天矿 4d 的产量，即 1.50 万吨。地面生产系统储煤场根据成品煤产品粒度组成分别设中块煤储煤场（储煤量 0.5 万吨，堆储占地面积 1300 m^2 ）、大块煤储煤场（储煤量 0.2 万吨，堆储占地面积 640 m^2 ）、末煤储煤场（储煤量 0.8 万吨，堆储占地面积 2600 m^2 ）。同时为了减少环境污染，本设计落地储煤场四周采用半封闭轻钢防风抑尘网结构，高 12m，周长约为 518m。服务期满后覆土 0.5m，栽植柠条与羊草混交林，以尽快恢

复植被。

3、排土场

达产时采掘场位于矿田境界的南部，占地面积约为 113.3hm^2 。排土场分为一号和二号排土场，位于矿田境界的中部及西部，占地面积分别为 85.7hm^2 和 83.3hm^2 。露天矿坑具备内排条件后自下而上分层逐台阶实行内部排土，并实行单侧内排。采掘场和排土场在的表土单独剥离，单独堆放。为了实现覆土造田，改造自然环境，使露天矿在开采完毕后，在整个开采范围内形成一个完整的（或梯级）平地，周边种植防护林带，降低风速，控制风蚀，林带采用乔灌木相结合，一般选用灌木为优，草本栽植密度宜大，形成密集的沟头防护工程，防止冲沟向源侵蚀。

4、运输道路

露天矿地面运输系统较简单，由卸载、筛分、存储、装车及计量等部分组成。露天矿原煤经运煤公路上 109 国道后外运。为保证露天矿原煤外运顺畅，需修建露天矿工业场地与外部运输线路的连接道路，路面宽 9m，路基宽 11m，长约 3500 m。采掘场到储煤场及工业场地联络道路，路面宽 12m，路基宽 15.0m，长 1300 m。在新建及已有道路两旁种植松树和棉槐，防止水土流失。

总之，露天矿水土保持治理措施要坚持因地制宜、因害设防、全面防治、综合治理的原则，坚持工程措施与生物措施相结合的原则，在发挥工程措施保障性的同时，发挥生物措施的持久性和绿化、美化作用。通过水土保持治理措施的实施，不但使矿区开发建设产生的新增水土流失得到根本遏制，而且原有土壤侵蚀也将得到有效控制，从而根本改善矿区生态环境，促进矿区的可持续发展。

第四节 水土保持监测

根据水土保持法律法规的规定和要求，建设单位需对开发建设过程中造成的水土流失采取切实可行的防治措施，而且还需要开展从施工准备、建设实施、竣工投产运行全过程的水土保持监测。通过水土保持监测，可以摸清煤矿原生水土流失状况，实时监测建设过程中的水土流失类型、强度和危害，及时掌握新增水土流失发生发展的变化趋势，了解水土保持措施的防护效果，并通过向设计单位反馈监测结果来调整防治措施，有效减少水土流失。

一、监测项目与监测内容

防治责任范围主要包括项目建设区和直接影响区。其中，项目建设区是指工程建设的永久性占地和临时性占用地；直接影响区只要指项目建设区以外因工程建设活动而引起的水土流失及其对下游或周边地区的影响范围。

在制定水土保持监测方案和实施监测的过程中，根据工程设计与施工的实际情况，对防治责任范围进行动态监测。

根据《水土保持生态环境监测网络管理办法》（水利部令第12号2000年1月31日）及《水土保持监测技术规程》（SL277-2002）的规定，结合本项目工程的实际情况确定监测内容。

（1）项目建设区水土保持生态环境变化监测应包括地形、地貌和水系的变化情况，建设项目占地和扰动地表面积，挖填适量及面积，弃土、弃石、弃渣量及堆放面积，煤矿林草覆盖度等。

（2）项目建设区水土流失动态监测应包括水土流失面积，程度和总量的变化及其对下游及周边地区造成的危害与趋势。

(3) 影响水土流失放入因子监测、气象要素等。

(4) 水土流失量放的监测，即土壤侵蚀量、弃渣流失量监测。

(5) 水土保持措施防治效果监测应包括各类防治措施的数量和质量，林草措施的成活率、保存率、生长情况及覆盖率，工程措施的稳定性、完好程度和运行情况，一级各类防治措施的拦渣保土效果。

(6) 水土流失危害监测。可根据水土流失防治措施的薄弱环节以及生产生活集中区设置。重点是施工过程中的防治措施不能及时到位的施工区。

(7) 项目建设区水土流失背景值、现有土地利用情况及面积、植被覆盖度和类型、水土流失现状、水土保持设施的数量和面积等。

(8) 直接影响区及煤矿周边的水土流失量的变化，水土流失危害情况。

二、监测方法与监测时段、频次

1、监测方法

监测方法采用实地调查和定点和观测结合的方法。在监测点根据监测内容和要求，布设监测小区，定时观测和采样分析，获取监测数据，同时与同类型区平均水土流失量进行对比来验证水土保持措施布局及设计的合理性。

2、监测时段、频次

根据不同的施工时序和监测内容分别确定。水土流失背景值、防治责任范围、扰动地表面积、破坏植被面积及程度，土建施工期前、后各1次；取、弃土数量及占地土建施工期前、后各1次；巡查和观察不定期；样方调查每年1次；水土流失危害不定期监测。

三、监测单位

依照《水土保持监测资格证书管理暂行办法》的要求，建设单位应委托具备水土保持监测资质证实的单位，对本项目建设期造成的水土流失情况和植被恢复期水土保持治理情况都要进行监测。监测单位委派具有监测上岗正式的技术人员实施监测任务，最终监测报告必须上报建设单位、当地水行政主管部门和上一级水土保持监测部门，并作为监督检查和验收达标的依据之一。

第五节 水土保持投资概算

本项目新增水土保持工程总投资 881.22 万元。水土保持工程投资见表 20-5-1。

水土保持投资概算汇总表

表 20-5-1单位：万元

序号	工程或费用名称	合计
1	工程措施	130.98
2	植物措施	122.76
3	临时工程投资	220.22
4	独立费用	146.55
5	基本预备费	90.81
6	水土保持设施补偿费	118.72
7	水土保持监理费	27.33
8	水土保持监测费	23.85
	合计	881.22

第二十一章 环境保护

第一节 设计依据

一、设计依据

- 1、《中华人民共和国环境保护法》（1989 年 12 月）；
- 2、《建设项目环境保护管理条例》（国务院 1998 年 253 号令）；
- 3、《矿山生态环境保护与污染防治技术政策》（环发〔2005〕109 号）；
- 4、《煤炭工业节能减排工作意见》（〔2007〕1456 号文）；
- 5、《国务院关于促进煤炭工业健康发展的若干意见》（国发〔2005〕18 号文）；
- 6、《土地复垦规定》（1988 年 11 月）；
- 7、《煤炭工业露天矿设计规范》。

二、设计采用的环境保护标准

1、环境质量标准

- 1) 《环境空气质量标准》（GB3095-1996）二级标准；
- 2) 《地下水质量标准》（GB/T14848-93） III 类标准；
- 3) 《声环境质量标准》（GB3096-2008）III 类声环境功能区环境噪声限值；

- 4) 《地表水环境质量标准》（GB3838-2002） III 标准。

2、污染物排放标准

- 1) 煤尘执行《煤炭工业污染物排放标准》（GB20426-2006）中的相应标准；

扬尘执行《大气污染物综合排放标准》（GB16297-1996）中的相应

标准；

锅炉执行《锅炉大气污染物排放标准》（GB13271-2001）中二类区II时段标准。

2）采煤废水执行《煤炭工业污染物排放标准》（GB20426-2006）中的相应标准；

生活污水执行《城市污水再生利用城市杂用水水质标准》（GB/T18920-2002）中相应标准；

3）噪声执行《工业企业厂界环境噪声排放标准》（GB12348-2008）3类声环境功能区噪声排放限值；

4）固体废弃物执行《一般工业固体废物贮存、处置场污染控制标准》（GB18599-2001）。

三、区域环境现状

1、自然环境

（1）地形地貌

矿区位于鄂尔多斯市准格尔东部的黄土高原。因水流的向源侵蚀作用形成数条树枝状冲沟，将矿区地形切割为支离破碎的地形，地貌变的十分复杂，沟谷纵横、沟深壁陡，地表为固结黄土与风积砂。矿区总体地势西高东低、北高南低。最高点位于矿区西部，最高标高 1256.40m，最低标高位于矿区东南部，最低标高为 1068.60m，地形相对高差为 187.80m。

（2）水文

黄河流经矿区所在的煤田东缘，由北向南径流，是煤田周边的最大地表水体，为煤田的最低侵蚀基准面。贾窑圪旦南黄河水位标高为

968.53（1985年9月实测），煤田及边缘除黄河外无长年性地表水。较大沟谷如孔兑沟、十里长川、龙王沟在雨季（丰水期）有溪流，枯水季节无水。矿田内也无地表水。

（3）气象

矿田属大陆半干旱性气候。冬季严寒而漫长，夏季炎热而短暂，昼夜温差大。春季多风，多为西北风，一般风速10~15m/s，最大风速18m/s。每年十月至翌年四月为冻结期，最大冻土层深度为1.50m。年平均温度5.3℃~7.6℃，最高温度为39.5℃，最低温度为-24.3℃。年总降水量231mm~459mm，平均400mm，年总蒸发量1824.7mm~2204.6mm。降水多集中在7、8、9三个月，占年降水量的60~70%，而且多为雷暴雨，形成集中补给与集中排泄，由于地表植被稀少，沟深坡度大，大气降水以表流形式注入本区东缘最大的地表水体黄河之中，只有少数渗入地下。

（4）地震

据《中国地震动参数区划图》（GB18306-2001），本区地震动峰值加速度（g）0.10，对照烈度为Ⅶ度。

2、环境质量现状

项目区附近的地下水各项指标均符合《地下水质量标准》（GB/T14848-93）中Ⅲ类水体标准。

空气环境质量经过布点监测，空气质量符合《环境空气质量标准》（GB3095-1996）二级标准。

矿区周围声环境质量良好，达到《城市区域环境噪声标准》（GB3.96-93）Ⅰ类标准。

矿区所在区域是属于高原侵蚀丘陵地带。干旱多风沙，降水少且变率大，地表松散堆积物广布，风蚀作用强烈，生态环境脆弱是这一地区自然环境的主要特点。

第二节 主要污染源和主要污染物

1、水污染源主要是露天矿坑内排水和工业场地的生产、生活污水。主要包含的污染物有 SS、BOD₅、COD、油类等。露天矿生活用水量为 101.64m³/d，生产用水量为 276.52m³/d，其中采场洒水量为 78.52m³/d。

2、大气污染源和污染物主要为采掘、爆破过程中产生的扬尘，道路产生的扬尘及各种燃油机械排放尾气中的一氧化碳、碳氢化合物、氮氧化物、油烟颗粒物等。

3、固体废物主要包括露天矿剥离土、岩、损失煤、生活垃圾、污泥等。

4、露天矿噪声源主要有采掘区和工业场地产生的噪声以及交通噪声。

5、露天矿的开采将会引起地表形态的改变、地面植被的破坏、土壤侵蚀加重等。

第三节 环境保护治理措施及预期效果

一、水污染防治

1、矿坑涌水处理

露天矿坑内正常涌水量为 312m³/d，设计选用 200m³澄清池一座，主要污染物为 SS，经净化处理达到《生活杂用水水质标准》后，进入 200m³清水池用于地面、煤场洒水之用。

2、生活污水

露天矿工业场地的生产、生活污水排水量约为 $85.57\text{m}^3/\text{d}$ 。

露天矿工业场地排放的生产、生活污水水质初步预计为：

BOD_5 （生化需氧量）= $60\text{-}150\text{mg/L}$

COD_{Cr} （化学需氧量）= $180\text{-}400\text{mg/L}$

SS （固体悬浮物）= $120\text{-}200\text{mg/L}$

经过中水处理设备处理后的出水水质： $\text{BOD}_5 \leq 5\text{mg/L}$ ，

$\text{COD}_{\text{Cr}} \leq 40\text{mg/L}$ ， $\text{SS} \leq 1\text{mg/L}$ ，氨氮 $\leq 10\text{mg/L}$ ，浊度 $\leq 0.5\text{mg/L}$ ，达到《生活杂用水水质标准》。依据排放标准确定污水处理采用以下工艺流程。

工业场地污水→污水调节池→污水处理设备→复用水池→复用给水泵→用于工业场地的绿化和洒水。

二、大气污染治理措施

1、锅炉除尘

根据热负荷计算结果和用热制度并考虑企业今后的发展，确定锅炉台数和型号。DZL0.7-0.7/95/70-AII 型热水锅炉两台，一台冬季为采暖服务，冬季运行，夏季检修。一台为洗浴用热和洗衣干衣用热服务，全年运行。锅炉的除尘器选用 XSC 型湿式脱硫除尘器，除尘效率为 95%。排放的烟尘满足《煤炭工业污染物排放标准》(GB20426-2006)的排放要求。

2、采掘场煤尘、粉尘治理

在露天煤矿大型设备的采掘、运输、排土作业时易产生粉尘，采用洒水等措施进行控制；穿孔爆破产生的粉尘通过爆破控制技术进行抑制。场区、运煤道路采用沥青路面，采用洒水降尘，减少道路扬尘污染。

3、储煤场粉尘

为了减少环境污染，本设计落地储煤场四周采用半封闭轻钢防风抑尘网结构，同时配备了消火栓及灭火器等消防灭火设施。另外防止煤的自燃，使用推土机经常对死角煤进行清理，防止煤的自燃。

4、运输系统的防尘措施

①运输道路采用沥青硬化路面。生产系统周边设挡风围墙，能有效防止扬尘。

②运输沙、石、水泥、土方、垃圾、煤炭、灰渣等易产生扬尘物质的车辆，应当实行密闭运输，严禁撒漏。

③在风速五级以上易产生扬尘的天气，施工单位应暂时停止土方开挖、堆放作业，并采取有效措施，防治扬尘污染。

④建设道路绿化带，应采取多层次、立体绿化方式种树、种草，减少裸露地面，防治扬尘污染。

⑤行管线敷设等需挖掘道路的工程，应当采取逐段施工的方式，封闭、围挡一段，施工一段，严禁敞开式作业。

⑥对进出运矸车辆定期进行清洗，清除车辆表面粘附的煤粒、泥土等；加强对道路的维护，保证其路面处于完好状态，平整完好的路面可以大大减少汽车尾气和扬尘量。

⑦往汽车及其它运输工具上卸载时的产尘量主要与物料自铲斗自由降落的高度和物料湿度有关。随着降落高度的升高、湿度的减小而显著增加。因此减少这一生产过程产尘量的主要措施是：尽量减少卸载的高度、增大物料的湿度，卸载的高度不能超过 2m，物料的湿度应在 5% 以上。

三、固体废弃物治理措施

1、锅炉灰渣的处置方案

锅炉灰渣和土岩剥离物一起送到排土场掩埋，减少对周围环境的影响。

2、生活垃圾处置方案

建设项目运营期间生活垃圾集中收集在工业场地定点设置的垃圾箱，运往排土场进行掩埋处理。对矿区周边环境影响很小。

3、煤矸石的处置方案

本矿地面生产系统不设排矸工艺，坑下采煤时采用选采法避免混入大块矸石，对于特别明显的大块矸石，采用车辆选装的办法单独装汽车后运到排土场排弃。

四、噪声治理措施

1、建设期噪声污染防治

工程建设过程中，主要噪声源是施工中的施工机械，以混凝土搅拌机、打桩机、推土机、挖掘机，以及材料装卸运输过程中产生的机械碰撞和振动噪声等。

为将建设期的噪声影响减少到尽可能低的程度，建议采取如下措施：

（1）严格遵守 GB12523-90 关于《建筑施工场界噪声限值》规定要求，加强施工组织管理，提高施工机械化程度。

（2）合理安排施工时间、施工工序，避免大量高噪声设备同时施工，禁止在夜间进行生产施工，影响附近居民生活。

（3）选择低噪声设备，加强设备的管理和维护。

2、施工期噪声污染防治

(1) 针对露天采矿大型机械设备，如破碎机、单斗挖掘机等声源控制措施主要有提高机械设备的安装精度、并定期检修。

(2) 对引风机采取的措施有：振动部分采用软连接，设备与基础连接处加减震器，旋转部分及时添加润滑剂等。

(3) 对交通噪声控制的措施有经常维护工程道路，保证路面完好。同时对来往车辆限制车速，对剥离土和煤炭运输安排在白天进行，严禁在夜间运输，影响附近居民生活。对在工业场地内汽车禁止鸣喇叭。

露天矿的设计应选择低噪声设备，在总平面布置时将办公区设置在远离采掘场的地方，在场地及建筑物周围植树、种草，加强矿区绿化措施，降低噪声的传播。对噪声超标的设备采取消声措施，并对作业人员采取有效的劳动保护措施，工作时佩带耳塞、耳罩和其它防护用品，以防止噪声对人体的危害。

第四节 生态保护及土地复垦措施

一、生态保护措施

根据《全国生态环境保护纲要》要求，建设项目用地实行“占一补一的制度”，确保恢复面积不少于占用面积，补偿方式可采用异地补偿或原地补偿。借鉴现有露天矿的土地复垦方式和植被恢复措施，采用原地补偿的方式，对排土场进行绿化建设，排土场土地复垦按年度进行，与永久性平台同步实施种植牧草与栽植灌木，随着植被的恢复，逐步形成与周边地貌相协调的生态环境。

绿化美化区包括工业场地园林式绿化、地面运输系统两侧绿化、排土场绿化等。植物配置原则为绿地分布均匀、合理、形成综合绿地系统，

加强生态系统的稳定性和自身维护能力；尽量使用乡土植物，新引进的植物往往不适应环境变化，表现出生长不良、对病虫害抗性较弱等性状，乡土植物已适应当地环境条件，具有较强的适应性、养护成本相对较低等优点；在选择植物时应尽量多选一些物种，同时要兼顾各种植物类型，避免因植物搭配不当而破坏生态系统的完整性。

二、土地复垦措施

露天矿土地复用工程分为两个阶段，第一阶段为土地恢复，这阶段主要是大量剥离土岩的堆积填平工作，包括排土场的平整、边坡的修筑、排水沟的挖掘、坑底的平整以及土壤 pH 值的调整和改良等。第二阶段是土地的利用，主要是进行草原植被恢复并提高经济效益，保护生态环境。

第一阶段的工作主要包括：

1、排弃剥离土岩：剥离土岩的排弃工程除密切配合开采工程外，还应结合工程地质和水文地质具体情况采取有效措施，确保土地恢复后的稳定与安全。

2、平整场地：剥离土岩排弃至设计标高后，需用工程机械将其推平、压实，为了防止边坡被雨水冲刷，场内应设计有大于 1% 的反坡。

3、覆盖表土：为使植被恢复工作更好的进行，应覆盖自然沉实土 0.3~0.5m。

第二阶段的工作是植被恢复。

本露天矿在进行植被恢复时，应选择适应当地气候、土壤条件的植物品种，设计选用杨树对办公场地进行绿化、选择柠条与羊草混交林对储煤场进行植被恢复、道路两旁栽植杨树与绵槐。

第五节 环境管理及监测

一、环境影响分析

尽管本项目采取了比较完善的环境保护措施，但投入运行后仍然存在三废和噪声排放，也将不可避免地形成露天矿坑，因此对周围环境空气、地面水、地下水、声学环境、生态环境质量会带来一定程度的负面影响。

二、环境保护管理

环境管理对搞好环境监督，环境规划，有效治理矿区环境具有重要意义，矿山设环保专门机构，由当地环境监测部门组织制订和修改环保、水保管理制度并监督执行。

三、环境监测

环境监测的主要任务是查清矿田内污染源、性质、数量及分布状况等，开发利用方案要求对烟尘、水质、噪声等项目进行监测、分析，从而确定环境保护方案与措施，保障矿田内的环境免遭破坏和污染。其监测、分析等技术职能由专门的环境监测机构承担。

第六节 环境保护投资概算

本次露天矿工程涉及的环境保护投资项目包括：大气污染防治、污水处理、噪声治理、土地复垦、环境管理与监测等，本露天项目环境保护投资为 2676.4 万元。环境保护投资概算见表 21-6-1。

环境保护投资概算汇总表

表 21-6-1

序号	项目名称	金额（万元）
1	大气污染防治	564.6
2	污水处理设施	849.1
3	噪声治理	260.9
4	固体废弃物处理	655.6
5	环境管理	240.9
6	环境监测	67.2
7	环境监理	38.1
	合计	2676.4

第二十二章 职业安全与卫生

第一节 概 述

一、概 况

特弘全盈露天煤矿设计生产能力为 1.20Mt/a, 采煤采用单斗-卡车开采工艺, 土、岩采装设备均选用勺斗容积为 2.5 m³ 单斗挖掘机, 运输选用载重为 22t 的自卸卡车, 辅助剥离设备选用 320HP 履带式推土机与 3.0m³ 轮式前装机。工业场地布置在矿田中部西测, 场地基础稳固, 无不良工程地质现象存在; 矿田经过井工开采, 有大片的采空区, 对安全有一定威胁。

根据本工程特点, 职业安全设计的重点为采场内安全, 其主要是滑坡、塌陷、煤层自燃、爆破及大型设备在采运排过程的安全的救护措施; 工业卫生设计的重点是粉尘(主要是煤尘、钻机粉尘)、噪声防治作业条件下的劳动环境改善与个体健康保护措施, 以及良好的创伤救护条件。

按危险有害因素可分为两类, 其一为自然因素形成的危害或不利影响, 一般包括地震、不良地质、暑热、冬季低温、雷击等因素; 其二为生产过程中产生的危害, 包括、采空区塌陷、有害尘毒、火灾爆炸事故、机械伤害事故及电伤、坠落等各种因素。

二、安全与卫生设计依据

- 1、《中华人民共和国矿山安全法》(1993 年 5 月 1 日);
- 2、《中华人民共和国劳动法》(1995 年 1 月 1 日);
- 3、《中华人民共和国职业病防治法》(2011 年 12 月 31 日);
- 4、《建设项目(工程)职业安全卫生设施和技术措施验收方法》

（劳安字[1992]1 号）；

- 5、《企业职工劳动安全卫生教育管理规定》（劳部发[1995]405 号）；
- 6、《煤矿安全规程》（2011 年版）；
- 7、《矿山救护规程》（AQ1008-2007）；
- 8、《煤矿防治水规定》（2009 年版）；
- 9、《工业企业设计卫生标准》（GBZ1-2002）；
- 10、《工作场所有害因素职业接触限值》（GBZ2-2002）；
- 11、《工业企业噪声控制设计规范》（GBJ87-1985）；
- 12、《生产设备安全卫生设计总则》（GB5083-99）；
- 13、《劳动防护用品选用规则》（GB11651-89）；
- 14、《工业企业卫生防护距离标准》（GB18083-2000）；
- 15、《生产过程安全卫生要求总则》（GB12801-91）；
- 16、《建筑设计防火规范》（GB50016-2006）；
- 17、《建筑物防雷设计规范》（GB50057-2000）；
- 18、《建筑抗震设计规范》（GB50011-2001）。

第二节 安全措施方案

一、劳动安全

1、组织措施

煤矿要建立和健全劳动安全组织机构，加强安全管理和监督，以保证职工劳动安全。

向职工进行劳动安全宣传和加强劳动纪律教育，增强遵守各项规章制度，尤其是操作规程的自觉性，预防各种事故的发生；搞好职工培训，对新入矿的工人要进行三级教育。对特殊技术工种要实行专门培训，掌

握设备性能及操作方法，经考试合格后方准上岗；对女职工要根据其特点恰当地安排工作，改善他们的工作条件，保证休息时间，做好女职工的劳动安全保护工作。

2、技术措施

(1) 采空区防治

特弘全盈露天煤矿是由原全盈煤矿与原华兴煤矿及这两个煤矿周边无矿权争议的地段（新扩区）整合而成，上部 6 号煤层已大面积采空，下部 9 号煤层也进行过部分井工开采，井工再进行开采的内、外条件恶劣，只能建设露天煤矿，其老井的采空区必然影响到露天开采。如不采取措施就随时可能发生设备、人员陷落入采空区，造成人员伤亡、设备损坏。采空区作业措施具体见第六章第六节内容。

(2) 排土场安全

为了防止排土场滑坡，首先根据排弃物性质，确定可靠合理的帮坡稳定角度，并作好维护。其次做好排土场防排水措施，注意地表水拦截，因为地表水拦截不好渗入排土场，或排弃物堵塞地表水通道，可使排土场基底沼泽化或地下水位上升，从而使排弃物吸水软化，产生静水和渗水压力，产生滑坡。当排弃剥离物性质不良时，可根据全矿剥离物种类，选择适当比例混排，以提高排弃坡面的稳定性。

(3) 边坡稳定与监测

露天矿生产中边坡滑坡会对生产和设备以及人身安全产生直接影响，为保证安全应严格按照设计确定的帮坡角进行开采，同时应设置专门人员和配备相应设备，作好监测和监控，力争在边坡滑动前准确及时地反馈信息，以便及时采取有效的防范措施。

(4) 预防煤层自燃着火

该矿煤层具有自燃发火倾向，采取如下措施：

A、采掘工作面采取洒水防尘措施。

B、在生产过程中，结合内排土过程及时对采场两侧及非工作帮一侧暴露煤层进行填埋和覆盖处理，同时对工作帮暴露煤层及采煤工作面进行适时洒水以防煤层自燃。

(5) 爆破安全

为保证安全，露天矿在生产过程中必须遵照露天矿爆破规范来制定本矿的爆破作业规程，爆破时应严格按照设计确定的参数进行布孔和装药，尽量减少瞎炮和冲天炮的产生，人员和设备必须转移出安全距离以外。爆破危险区应有专人警戒。

(6) 运输安全

对运输车辆要进行定期检修维护，同时对道路也要定期养护。

道路交叉、坡道、转弯处应设置安全设施和警示标志，干道要设置照明设施。

露天矿采场总出入沟口、排土场入口、道路交叉口、工业场地入口、储煤场出口设置道路视频监视系统。

(7) 供电安全

裸露供电设备均设保护罩，并可靠接地。高低压配出线要装有防漏电防护，对过电压设备皆设避雷装置进行防范。对主要的通信设备及设施，除设有安全接地装置外，还应加设避雷保护装置，以保证用电设备和人员的安全。

(8) 排水安全

采场集水坑要设置安全栅栏，周边布置警示标志，夜间有照明设施，防止人员和车辆误入和陷落。

二、工业卫生

1、组织措施

建立健全卫生组织，管理好卫生和各项福利设施，预防和控制职业病的发生，保障劳动者的身体健康。

2、技术措施

（1）粉尘防治

设计采取把污染源（产生污染物的采掘场、排土场等）布置在主导风向的下风向，以减少污染。

储煤场应采取有效的防尘降尘措施，储煤场采取喷水增湿的方法提高煤堆表面湿度，洒水车往返坑内外路面进行洒水，减少卡车行驶时产生的扬尘。

钻机的捕尘装置要经常保持完好，减少钻机粉尘对职工的影响。

露天矿要经常对空气中的游离 SiO_2 进行测定，在粉尘含量超标时，及时采取相应措施。另外，在预防废气的污染上，采取了自然通风、机械通风以及植树种草等办法来减少废气的污染。

（2）消除或尽量减少噪声危害

对于经常性的噪声应采取如下措施：

首先，必须保持设备的经常性完好，以发挥设备本身的消音降噪功能，如果设备发生故障，噪声指标超过国家环保标准时，应立即进行检修，直到符合标准方可使用；其次，应给工作人员配备切实有效的劳动保护用品，如护耳器，耳罩等，或实行轮班工作制，以减少与噪声接触

的时间。

对于突发性噪声，应提前通知附近的工作人员，做好安全防护准备，其它能够人为控制的突发噪声应尽量按照以人为本的原则，使噪声危害降到最低限度。

（3）安全急救措施

为救护露天矿生产过程中由于滑坡、爆破、交通等事故造成的人员伤亡，露天矿设矿山急救站并配备必要的医护人员 2 名，对意外事故中的伤病员进行现场急救。

第三节 消 防

根据《建筑设计防火规范》（GB50016-2006），露天矿室外消防用水量以 20L/s 计，同一时间内火灾次数为一次，火灾延续时间为 3h 进行准备。室内消防用水量 10L/s、消防水幕用水 10L/s，同一时间火灾的次数为一次，火灾延续时间为 3h 进行准备。

为了保证消防用水量，在工业场地建 1 座 300m³ 的矩形钢筋混凝土的日用消防水池，由专用消防泵加压供给，消防泵设在日用消防泵房内，双回路电源确保随时启动。

室外消防给水采用临时高压给水系统，环状布置，室外消火栓采用 SX-100 型地下式消火栓，消火栓的布置间距为 90—120m。在易发生火灾的地点配备手提式干粉灭火器。

本矿消防等级为二级。

第四节 安全与卫生机构

为了加强安全生产监督管理、防止和减少生产安全事故，根据《煤

矿安全规程》要求，本露天矿组织机构设置劳动安全职能部门，针对不同危害和危险性因素的场所按岗位配备安全专职人员，具体操作人员每日三班作业。本露天矿的安全生产工作由矿长全面负责，下设主管安全的安全管理部主任，配备防火、防爆工程设施操作、维护专职人员，爆破专职人员等。矿内各职能结构的人员和各工种的工人都必须在各自的范围内，对实现安全生产负责。

露天矿建立安全教育培训制度，按照规程对矿内直接从事生产的职工进行强制性的安全技术培训，建立职业安全健康管理体系，是健全企业机制，把安全生产工作纳入法制化、规范化轨道的重要措施。人员培训坚持不定期考核，经考核合格并取得资格证书方准上岗，以达到对煤矿建设安全规定、煤矿防灭火和防治水有关规定以及急救和自我保护方面知识的掌握。

第五节 安全与卫生专项投资

职业安全卫生投资包括：

- 1、生产环节防范设施费用；
- 2、检查、监测、监控装备和设施费用；
- 3、安全、教育装备费用；
- 4、事故应急措施费用；
- 5、专职安全卫生人员、设备费用。

以上所列费用均已在各个生产、管理费用中统一估列，在此不单独列出。

第二十三章 建设工期及实施计划

第一节 主要工程概述

一、工程概况

1、工程内容

全盈煤矿位于准格尔旗薛家湾东北 15km 处，行政隶属薛家湾镇管辖，主要外运道路为玻璃圪旦—扶贫煤矿的运煤公路。

为了保证煤矿的正常生产，按 0.60Mt/a 移交标准形成采、运、排各环节；主要开采 6、9 号煤层，同时对矿田内的薄煤层进行回收。设计划定的露天开采范围地表面积为 5.15km²，划分为南北 3 个采区，拉沟位置选在矿田南部境界处，近东西向布置工作线、由南向北推进。建设工程不分期一次建成，基建工期 18 个月（含试生产 2 月）。

2、工程技术特征

采用单斗——卡车工艺，利用外包的 2.5m³ 的挖掘机配合 22t 的自卸卡车等工程设备按设计要求形成采剥、采运、运排等生产环节；同时为了保证露天矿安全生产形成完善的防排水系统工程及供电线路工程等辅助工程，并按客户需求形成完整的地面生产系统。工程前期对道路及防洪设施按设计要求进行修筑以保证项目的顺利实施，工程过程中尽快实现内排，减少外排土占地面积，及早对到界的排土场进行平整、复垦绿化。

二、工程布置

本露天煤矿优化设计后基建移交生产时必须建成工程项目有：

1、矿建剥离工程：至 6 号煤层顶板 1089m 标高，其上部形成 14 个剥离台阶及各水平联络坡道，工作线长度平均为 1000m。

2、排土场工程：形成 1120m、1140m、1160m、1180m、1200m 排土台阶。

3、道路和场地平整工程：道路经矿田西部与运煤公路相接。矿区内地面道路宽度最小 10m，采场、排土场道路地面宽度为 12m。

4、露天矿防排水工程：在移交生产时坑底形成集水坑，配备相应的排水设备；外排土场西部坡底形成设计要求的防护工程。

5、地面建筑设施：行政、福利设施齐全，场地平整加固；绿化场区，加强防灭火管理。

6、生产系统：按客户需求形成完整的供需系统。

7、组装场及矿山维修设施：基本维修设备、备件、材料的储存满足生产的需要。

8、变电站及辅助配电工程：合理、安全，节省电耗。

9、给排水工程：按生活、生产所需供应，达到节能减排的要求。

三、工期保证措施

1、根据基建工期，制订详细的施工进度计划，明确进度目标，建立工期实施的目标体系，对提前完工的工程进行分析、总结，推广其好的方法，好的经验；对延期完工的工程，要追查延期的原因，并采取措施，重新安排进度，将损失的工期抢回来。

2、投入满足需要的资源，包括人力，物力，财力。

3、本工程工程量大，要合理安排交叉作业，协调好各队、各班组、各施工作业面的关系。

4、紧紧围绕关键工期，按正确的施工工序进行施工，根据关键工期，以按时完成。

- 5、建立奖罚制度，做到工期与经济效益挂钩。
- 6、协调好与施工队、监理、设计单位的关系，各单位互相配合，对图纸上标示不明、错误或设计变更的部分要及时提出，不能因施工图纸方面的原因拖延工期。
- 7、在取得有关各方的支持下，积极推广新技术、新工艺，采用先进机械，以加快施工进度。
- 8、加强质量检查工作，做到隐蔽工程验收一次通过，避免返工或返修，以免影响工期。
- 9、做好雨季施工的防护措施，给工人配备雨衣、雨鞋等，备足能及时排除积水的抽排水机具，将雨天对施工的影响降低到最低程度。
- 10、尽量在天气好的时间里加快施工速度，避免下雨或其它恶劣天气影响进度和质量。
- 11、配备足够的施工机械及运输车辆，为便于管理，施工机械和车辆均张贴或佩挂识别标牌，标明土石方标段名称和承建单位名称等。
- 12、合理分配施工机械、车辆及劳动力在各工作面上的投入，避免施工机械在作业点停机候车或车辆装车时排队的现象，尽量提高机械的生产效率。

第二节 建设进度安排

为确保露天矿按时建成投产，要求各单位工程平行施工。对于关键的矿建剥离工程、防排水工程以及设备采购及安装工程，应在已编制的项目施工组织设计指导下有序进行。

露天矿总体进度计划安排见表 23-2-1。

建设进度计划表

表 23-2-1

序号	项 目	完 成 单 位	时 段	工 作 月 份																	
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
1	设备订购、入场	施工单位	2																		
2	道路工程	建设、施工单位	2																		
3	供水、供电工程	建设、施工单位	2																		
4	土建工程	建设、施工单位	2																		
5	剥离工程	施工单位	16																		
6	地面生产系统	建设单位	2																		
7	试生产	建设单位	2																		
8	验收		2																		

第二十四章 生产组织机构与人力资源配置

第一节 组织机构

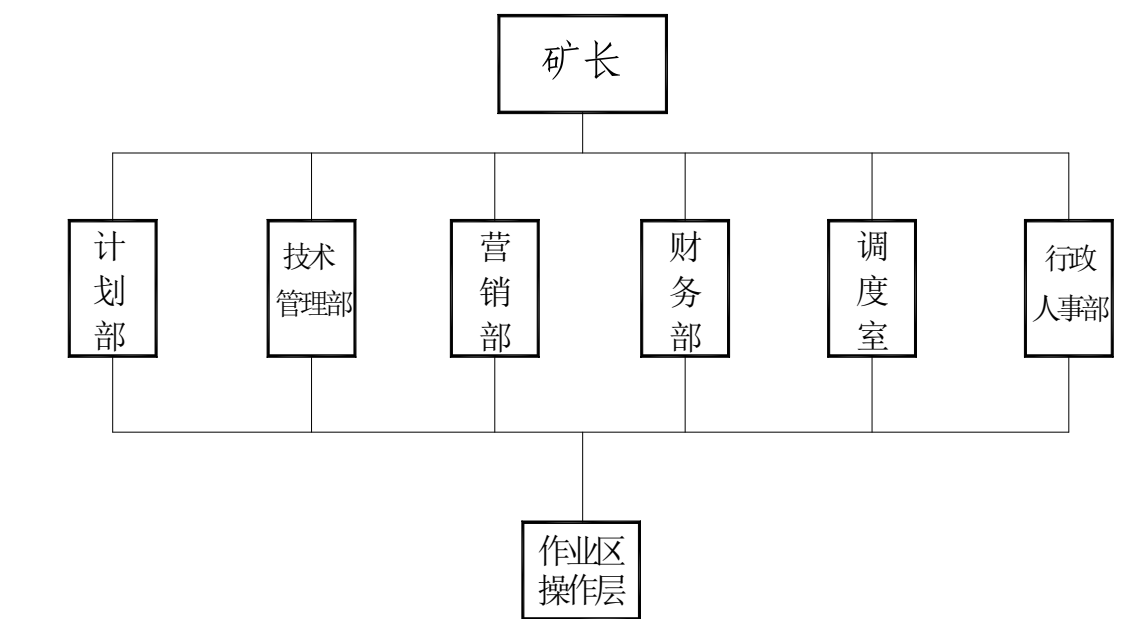
一、项目法人组建方案

本项目的法人为内蒙古特弘全盈煤炭有限责任公司，该公司是按现代企业制度的要求设立和组建的股份制企业。

二、管理机构组织方案和体系图

特弘全盈煤炭有限责任公司露天煤矿将以高效益、高效率的设计原则建设成一个技术先进、安全可靠、经济效益显著的高产高效的现代化露天矿。为此露天矿的生产管理机构采用扁平化管理模式，不设区级管理机构，具体就是矿级管理机构直接管理到露天穿、采、运、排生产一线，减化中间管理环节，节省中间管理人员，使本露天矿在生产运营中真正实现高产、优效、设备技术较好的现代化露天矿。

本露天矿的组织机构体系图见图 24-1-1。



根据上述的三个管理层次，按职能制型设计本露天矿的组织机构，即矿长下设的6个管理职能机构，分别从职能角度对基层进行业务管理，各职能机构可以在矿长授权范围内，就其主要管理的业务范围，向下下达命令和指示。

第二节 人力资源配置

一、生产作业班次

本露天矿年工作制为330天，每天三班，每班八小时。

二、劳动定员数量与技能素质要求

1、劳动定员数量

生产人员按露天矿生产工艺、技术装备水平、工作制度，工艺环节、工种、岗位、班次配备，并考虑必要的在籍系数。

管理人员按职能配置，服务及其他人员按需配置，两者均不考虑在籍系数。

经计算，本露天矿达产时，达产时在籍总人数为557人，其中外包人员481人。

本露天矿达到设计生产能力时所需的劳动定员汇总表及明细表见表24-2-1、24-2-2。

2、技能素质要求

本项目设计的主要系统，均采用国内先进的设备和生产工艺，为保证其投产后能尽快达产，达到设计的生产经营效果，所有的员工必须对工作岗位的生产工艺掌握，并且必须持有国家有关部委颁发的上岗执业证书和安全生产证书。

三、全员效率

本露天矿达到设计生产规模时，外包人员参与计效时原煤生产人员效率为 8.26t/工.日，外包人员参与计效时生产工人效率为 8.64t/工.日。

劳动定员汇总表

表 24-2-1

序号	人员类别	出勤人数			计	在籍系数	在籍人数
		I	II	III			
一	生产工人	142	148	131	421		522
1	穿、采、运、排	105	106	102	313	1.25	391
2	辅助设备、生产系统	17	19	9	45	1.2	55
3	机修、仓库、供配电等	20	24	19	63	1.2	76
二	管理人员	6	8	5	19	1.0	19
	原煤生产人员	148	157	135	440		541
三	其他人员	5	7	4	16	1.0	16
	合 计	153	164	139	456		557

劳动定员明细表

表 24-2-2

序号	人员类别	出勤人数				在籍 系数	在籍 人数	备注
		一班	二班	三班	小计			
一	生产工人	142	149	130	421		522	
(一)	穿、采、运、排工人	105	106	102	313	1.25	391	外包
1	液压挖掘机	17	17	17	51	1.25	64	外包
2	自卸汽车	72	72	72	216	1.25	270	外包
3	钻 机	9	9	7	25	1.25	31	外包
4	推土机	3	4	3	10	1.25	12	外包
5	装载机	4	4	3	11	1.25	14	外包
(二)	辅助设备工人	9	9	4	22	1.2	27	
1	加油车	3	3	1	7	1.2	8	外包
2	消防洒水车	2	2		4	1.2	5	外包
3	指挥车	3	3	2	8	1.2	10	
4	平路机	1	1	1	3	1.2	4	外包
(三)	生产系统	8	10	5	23	1.2	28	部分 外包
1	磅房、指挥人员	4	6	3	13	1.2	16	
2	装载机(装煤)	4	4	2	10	1.2	12	
(四)	机修、仓库及辅助工人	17	18	16	51	1.2	61	
(五)	供配电、通信	2	3	1	6	1.2	4	
(六)	供排水及供热	3	4	2	9	1.2	11	
二	管理人员	6	8	5	19	1	19	
	原煤生产人员合计	148	157	135	440		541	
三	服务及其他人员	5	7	4	16	1	16	
	全矿合计	153	164	139	456		557	

第二十五章 技术经济

第一节 投资概算

一、投资范围

本项目投资包括修改设计所确定的矿建工程、土建工程、设备及工器具购置费、安装工程、工程建设其它费用、基本预备费等全部费用。

二、投资概算编制依据

矿建工程：参照同类型露天矿及本项目的实际，并参考定额确定单价。

土建工程：参照国家能源局 2011 年颁发的《煤炭地面建筑工程概算指标》。

安装工程：参照煤规字（2000）183 号文颁发的《煤炭建设机电设备安装工程概算指标》（99 统一基价）。

工程建设其他费用：执行中煤建协字字（2011）72 号文颁发的《煤炭工程建设其他费用指标》。

工程取费：各类工程费用定额依据煤规字[2000]第 48 号文和煤规字[2011]第 72 号文颁发的《煤炭工程建设费用定额》标准计取。

设备价格采用询价。定额外材料执行当地 2012 年信息价。材差参照临近矿井计取。

三、概算总额

经计算，本露天矿达到设计生产能力时，建设项目总投资为 36665.33 万元。其中矿建工程为 20092.30 万元，土建工程为 4160.07 万元，设备及工器具购置为 921.50 万元，安装工程为 1004.93 万元，工程建设其他费用为 8156.42 万元，工程预备费为 2060.11 万元，铺底

流动资金 270 万元，吨煤投资为 305.54 元。见概算表 25-1-1。

四、单位生产能力及投资水平

本项目吨煤投资为 305.54 元，与相同类型、相同规模、相似剥采比、相似采煤工艺的露天矿相比，本项目的投资水平适中，基本合理。

第二节 投资效果分析

一、原煤生产成本

露天矿原煤生产成本参照国家发改委和建设部联合颁发的《建设项目经济评价方法与参数》（第三版）（发改投资[2006]1325 号）、《煤炭工业建设项目经济评价方法与参数（第三版）》（报批稿）及工业企业财务制度有关规定并结合本项目的具体情况按费用要素法估列，具体原则如下：

- 1、材料费：按设计逐年材料消耗量和当地材料价格计算。
- 2、燃料费：按设计确定的耗油量按当地现行市场价格（柴油 8.0 元/公斤，机油 8.0 元/公斤）计算。
- 3、动力费：依据设计所确定的吨煤电耗量按当地现行电价计算。
- 4、职工薪酬：按人均年工资 5.0 万元计取。
- 5、修理费：露天矿的修理费用按设备价值及不同设备修理费率计算。
- 6、折旧：地面建筑工程按服务年限年计提折旧，露天采、运、排设备按 10 年计提折旧，其他设备按 15 年计提折旧。
- 7、摊销费：无形及递延资产按服务年限进行摊销。
- 8、其它支出：包括劳动保险费、失业保险费、待业保险费、职工教育和工会经费等，根据生产露天矿统计资料并结合本项目的具体情况

总 概 算 表

表 25-1-1

单位：万元

序号	生产环节或 费用名称	概 算 价 值						吨煤 投资 (元/t)	占总投 资比重 (%)
		矿建 工程	土建 工程	设备及工 器具购置	安装 工程	其他 费用	合计		
一	施工准备工程								
二	采剥工程	20092.30		196.83			20289.13	169.08	55.75
三	矿岩运输								
四	排土工程								
五	地面运输								
六	地面生产系统		1865.43	417.36	483.13		2765.92	23.05	7.60
七	疏干及防排水			7.34	100.96		108.30	0.90	0.30
八	通讯及监测系统			52.25	8.23		60.48	0.50	0.17
九	供电系统		2.99	72.54	339.34		414.87	3.46	1.14
十	室外给排水及供热		105.13	70.00	64.54		239.67	2.00	0.66
十一	机修厂								
十二	专业仓库		347.40	80.93	7.42		435.75	3.63	1.20
十三	行政福利设施		397.0				397.00	3.31	1.09

续表 25-1-1

单位: 万元

序号	生产环节或 费用名称	概 算 价 值						吨煤 投资 (元/t)	占总投 资比重 (%)
		矿建 工程	土建 工程	设备及工 器具购置	安装 工程	其他 费用	合计		
十四	场区设施		1434.43				1434.43	11.95	3.94
十五	环境保护及水土保持		7.69	24.25	1.31	3557.60	3590.85	29.92	9.87
十六	工程建设其他费用					4598.82	4598.82	38.32	12.64
	计	20092.30	4160.07	921.50	1004.93	8156.42	34335.22	286.13	94.34
十七	工程预备费(6%)					2060.11	2060.11	17.17	5.66
	建设项目总造价	20092.30	4160.07	921.50	1004.93	10216.53	36395.33	303.29	100.00
	吨煤投资（元/t）	167.44	34.67	7.68	8.37	85.14	303.29		
	占总投资比重（%）	55.21	11.43	2.53	2.76	28.07	100.00		
十八	铺底流动资金					270.00	270.00	2.25	
	建设项目总资金	20092.30	4160.07	921.50	1004.93	10486.53	36665.33	305.54	

确定。

9、煤炭价格调节基金：依据内政发〔2009〕53 号文规定按吨煤 15.0 元计取。

10、维简费：依据鄂煤局发〔2005〕37 号文规定按 10.50 元/t（其中包括吨煤 2.5 元井巷基金）计取，其中 50%计入经营成本其他支出内。

11、安全生产费用：根据财建[2012]16 号文规定按吨煤 5 元计取。

12、外包剥离费：依据生产期生产剥采比及外包剥离单价计算。

本项目达产当年单位完全成本为 195.29 元/t，其中经营成本为 177.97 元/t，具体详见表 25-2-1。

二、资金筹措

项目建设所需资金全部由企业自筹。

三、流动资金

流动资金采用分项详细估算法，本露天矿达到设计生产能力时，流动资金需要量为 900 万元，其中 30%即 270 万元为企业铺底流动资金计入项目总投资。

四、销售收入、销售税金及附加的估算

1、销售收入估算

露天矿原煤含税销售价格为 280 元/t。企业在正常生产年份年销售收入为 33600 万元。

2、销售税金及附加估算

根据国家税务总局[1994]财税字 022 号文的规定，销项税税率为 17%，进项税税率为 17%，城市维护建设税税率 1%，教育费附加为 5%，

资源税按 3.20 元/t 计取。项目正常生产年份的销售税金及附加为

5313 万元。

五、盈利能力分析

根据《建设项目经济评价方法与参数》第三版并结合本项目的具体情况进行评价。经计算本项目的各项评价指标见表 25-2-2。

原煤生产成本估算表

表 25-2-1

序 号	费用名称	单位	达产当年
1	外购原材料	元/吨	4.78
2	外购燃料及动力	元/吨	4.38
3	职工薪酬	元/吨	4.83
4	修理费	元/吨	5.45
5	安全生产费	元/吨	3.0
6	其他费用	元/吨	18.5
7	外包剥离费用	元/吨	122.03
8	调节基金	元/吨	15.0
	经营成本小计	元/吨	177.97
9	矿井工程基金	元/吨	2.5
10	折旧费	元/吨	2.31
11	维简费	元/吨	4.0
12	摊销费	元/吨	8.51
	单位完全成本	元/吨	195.29

财务评价指标表

表 25-2-2

序号	项目	单位	指标
1	总投资收益率	%	14.37
2	税后投资回收期	a	7.58
3	税后财务净现值（I=10%）	万元	10965
4	投资利润率	%	11.87
5	投资利税率	%	25.81

本项目建设项目总投资为 36665.33 万元，产品达产年单位成本为 195.29 元/t, 年销售收入为 33600 万元，表明本项目投资适中，成本适中，年销售收入可观；全部投资内部收益率为 14.37%（税后），资本金内部收益率为 15.07%，均大于相应行业的基准收益率（8%），投资税后财务净现值为 10965 万元，大于零，税后投资回收期 7.58 年，表明本项目除能满足行业的最低财务盈利要求外，还有盈余，本项目在财务上是完全可以接受的。

综上所述，本项目的投入，产出均是在目前市场价格的基础上经综合分析后确定的，能较为客观的反映正常生产经营期的经营水平，本项目的各项评价指标均能满足国家的现行产业政策，并具有一定的盈利能力、偿债能力和抗风险能力，因此本项目的投资效果明显。

第三节 主要技术经济指标

主要技术经济指标详见表 25-3-1。

露天煤矿设计主要技术经济指标表

表 25-3-1

序号	指 标 名 称	单位	指标	备 注
1	露天煤矿主要技术特征			
1.1	地表境界南北纵长	km	3.61	
1.2	地表境界东西横宽	km	3.23	
1.3	地表境界面积	km ²	5.15	
1.4	最大开采深度	m	160	
1.5	最终帮坡角	(°)	35	
2	煤 层			
2.1	主要可采煤层数	层	2	6、9 号
2.2	可采煤层总厚度	m	18.96	6、9 号自然厚度
2.3	首采区可采煤层总厚度	m	18.96	6、9 号自然厚度
2.4	首采区煤层倾角	(°)	<5	
3	资源/储量			
3.1	资源/储量	Mt	31.34	
	露天矿采用资源/储量	Mt	30.73	
3.2	露天矿工业资源/储量	Mt	28.63	
3.3	设计可采储量	Mt	20.36	原煤量 21.19
4	煤 类			长焰煤
5	煤 质			
5.1	原煤灰分（A _d ）	%	28.98%	9 号煤层平均值
5.2	原煤硫分（S _{t,d} ）	%	1.38%	9 号煤层平均值
5.3	原煤挥发分	%	39.00%	9 号煤层平均值
5.4	原煤发热量	MJ/kg	28.61	9 号煤层平均值
6	露天煤矿设计生产能力			
6.1	年设计生产能力	Mt/a	1.20	

露天煤矿设计主要技术经济指标表

续表 25-3-1

序号	指 标 名 称	单位	指标	备 注
6.2	达产年剥离量	万 m³	960	
7	露天煤矿服务年限			
7.1	设计生产年限	a	19.9	包括残煤回收
7.2	其中：首采区	a	13.1	
8	露天煤矿设计工作制度			
8.1	年工作天数（采煤/剥离）	d	330	
8.2	日工作班数	班	3	
9	露天煤矿平均剥采比			
9.1	首采区	m³/t	7.5	
9.2	全 矿	m³/t	9.7	
10	露天煤矿矿建工程量	万 m³	1722	
11	露天煤矿主要设备			
11.1	采剥设备			
	液压挖掘机	台	17	2.5m³ 斗容
11.2	自卸卡车	辆	72	22t
11.3	排土设备	台	4	推土机
11.4	储装设备	台	4	前装机
12	地面运输	km	3.5	新建
13	建设用地			
13.1	用地总面积	hm²	288.81	包括外包基地

露天煤矿设计主要技术经济指标表

续表 25-3-1

序号	指 标 名 称	单位	指标	备 注
13.1.1	其中：工业场地（围墙内）	hm²	6.51	包括外包基地
13.1.2	外排土场	hm²	169.0	
14	地面建筑			
14.1	工业建（构）筑总面积	m²	17459	
14.2	行政公共建筑物总面积	m²	8855	
15	人员配置			
15.1	在籍员工总数	人	557	包括外包人员
15.1.1	其中：原煤生产人员	人	541	
15.1.2	生产工人	人	522	
15.2	原煤生产人员效率	t/工	8.26	外包人员参与
16	项目投资			
16.1	建设投资	万元	36395.33	
16.1.1	其中：矿建工程	万元	20092.30	
16.1.2	土建工程	万元	4160.07	
16.1.3	设备及工器具购置	万元	921.50	
16.1.4	安装工程	万元	1004.93	
16.1.5	工程建设其他费用	万元	8156.42	
16.1.6	工程预备费	万元	2060.11	
16.2	建设项目总造价	万元	36395.33	
16.3	铺底流动资金	万元	270	
16.4	建设项目总资金	万元	36665.33	
16.5	吨煤投资	元/t	305.54	
17	原煤成本与售价			
17.1	原煤成本费用	元/t	195.29	达产年
17.2	原煤平均售价	元/t	280	

