



Негосударственное частное образовательное учреждение высшего
образования
«Технический университет УГМК»

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА ПО
ДИСЦИПЛИНЕ**

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Специальность	<u>21.05.04 Горное дело</u>
Направленность (профиль)	<u>Подземная разработка рудных месторождений</u>
Уровень высшего образования	<u>Специалитет</u> <i>(бакалавриат, специалитет, магистратура)</i>

Автор - разработчик: Мажитов А. М., канд. техн. наук, доцент
Рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений полезных ископаемых
Одобрено Методическим советом университета 30 июня 2021 г., протокол № 4

г. Верхняя Пышма
2021

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Курсовой проект по системам разработки является важным элементом подготовки студентов и имеет целью закрепление и углубление теоретических знаний и развитие навыков самостоятельного решения задач проектирования систем разработки рудных месторождений, технологии и организации очистных работ.

Курсовое проектирование базируется на теоретическом материале курсов: "Технология и безопасность взрывных работ", "Вскрытие и подготовка рудных месторождений", "Строительство и реконструкция горных предприятий", "Механизация и электрификация горных работ", "Процессы подземных горных работ", "Системы разработки рудных месторождений".

В процессе работы над проектом студент должен научиться пользоваться справочной и специальной литературой, производить анализ горно-геологических условий, инженерные расчеты с использованием ЭВМ по отбору вариантов и обоснованию параметров систем разработки, приобрести навыки публичной защиты основных положений проекта. Особое внимание должно уделяться использованию новейших достижений технического прогресса и передового опыта, охране окружающей среды, рациональному использованию недр, созданию и освоению безотходной технологии.

Курсовой проект выполняется в IX семестре в сроки, предусмотренные учебным планом, задание на проектирование выдает преподаватель. В первый период работы необходимо эскизно наметить все основные решения и варианты для сравнения. После согласования с руководителем осуществляется дальнейшая проработка этих решений.

При выполнении проекта студент обязан не реже одного раза в неделю являться к руководителю в установленные им дни и часы (время и место работы над проектом может быть предусмотрено расписанием) для отчета о проделанной работе, консультаций и согласования путей дальнейшей работы.

Студентам, регулярно участвующим в работе СНО и научных исследованиях кафедры, курсовой проект может быть заменен исследовательской работой, выполняемой студентом на руднике или в лаборатории. Тема и программа таких исследований утверждается кафедрой ПРМПИ.

Курсовой проект состоит из графической части и пояснительной записки к проекту объемом не свыше 50 страниц рукописного или машинописного текста.

Графическая часть выполняется на 2-х листах ватмана формата А-1 в карандаше. На первом листе изображается в масштабе 1:500 три вида системы разработки со всеми необходимыми разрезами и сечениями, отражающими существо конструктивного решения и технологическую схему очистной выемки по стадиям работ. Виды, разрезы и сечения необходимо выполнять согласно ГОСТ 2.852-75 [1]. На первом же листе необходимо разместить и календарный план отработки блока (панели, выемочного участка).

На втором листе располагают отдельные элементы системы разработки, включая паспорт управления кровлей, крепления очистной и подготовительной выработок, паспорт буровзрывных работ в очистном забое и подготовительно-нарезной выработке, паспорт крепления сопряжения очистной и подготовительной (двух подготовительных или нарезных) выработок. Все эти материалы изображаются в масштабе 1:50.

По заданию руководителя на втором листе могут быть представлены отдельные элементы системы разработки, а также технологические схемы комплексной механизации очистных (масштаб 1:1000, 1:2000) и горно-подготовительных работ (масштаб 1:100).

В процессе оформления графической части курсового проекта при изображении выработок, производственно-технических объектов, горных пород, полезных ископаемых и условий их залегания необходимо руководствоваться соответственно ГОСТ 2.855-75, 2.856-75 и 2.857-75. Масштабы отдельных детализировок, шрифты, толщина линий и т.д. должны отвечать требованиям ГОСТ 2.301-68,

2.303-68, 2.304-68.

Основная подпись на листах помещается в правом нижнем углу. Графы ее и спецификация заполняются в соответствии с требованиями ГОСТ 2.104-68 [2].

Пояснительная записка выполняется на бумаге формата А-4 в полном соответствии с требованиями ГОСТ 2.105-95 ЕСКД [2] и должна содержать титульный лист, являющийся первым листом документа, задание на курсовой проект, содержание, введение, разделы по теме проекта,

заключение, список использованных литературных источников.

Наименование разделов по теме проекта, их объемы и последовательность изложения должны соответствовать рекомендациям настоящих методических указаний. Любое решение, закладываемое в проект, должно быть обосновано технически и экономически, отражать достижения науки и практики подземных рудников и учитывать требования охраны окружающей среды и рационального использования недр.

Во введении отражается связь решаемых задач с проблемами народного хозяйства страны и дается оценка современного состояния соответствующей отрасли горной промышленности.

В заключении дается оценка результатов работы, достигнутых в проекте показателей, преимуществ принятых решений и формулируются краткие выводы по проекту в целом.

Готовый проект передается руководителю и после проверки защищается перед комиссией из преподавателей кафедры ПРМПИ с обязательным участием руководителя. При неудовлетворительной оценке проект должен быть выполнен по новой теме.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

1. Исходные данные для проектирования.

1.1. Горно-геологические и горно-технические условия, производительность и режим работы рудника.

1.2. Экономические и организационно-технические данные.

2. Выбор и обоснование системы разработки.

2.1. Отбор конкурентоспособных вариантов.

2.2. Техничко-экономическая оценка сравниваемых вариантов систем разработки.

2.3. Описание выбранного варианта системы разработки.

3. Конструирование систем разработки.

3.1. Выбор метода (последовательности) отработки блока и технологических схем основных производственных процессов очистных работ.

3.2. Конструирование горизонтов выпуска, доставки, бурения, закладки и выбор схемы подготовки и нарезки блока или панели.

3.3. Выбор средств механизации подготовительно-нарезных работ.

4. Обоснование параметров блока (панели) и его элементов.

4.1. Обоснование геометрических параметров блока или панели и их элементов.

4.2. Конструкция системы разработки.

5. Организация подготовки и нарезки блока или панели.

5.1. Определение трудовых и материальных затрат на проведение выработок.

5.2. Расчет организации подготовки и нарезки блока или панели.

6. Расчет процессов очистной выемки по стадиям работ.

6.1. Отбойка руды.

6.2. Выпуск и доставка руды.

6.3. Управление горным давлением.

7. Организация очистных работ.

7.1. Расчет продолжительности производственных процессов очистных работ.

7.2. Календарный план отработки блока.

7.3. Расчет потребного количества блоков по стадиям работ для обеспечения заданной производительности.

8. Вопросы безопасности работ.

9. Техничко-экономические показатели по системе разработки.

10. Заключение

11. Библиографический список.

3. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

3.1. Горно-геологические и горнотехнические условия, производительность рудника, режим работы

В пояснительной записке приводится геологическая и гидрогеологическая характеристика месторождения, включающая сведения о форме, размерах, элементах и глубине залегания рудных

тел, физико-механических свойствах и устойчивости руд и пород, склонности руд к слеживанию и самовозгоранию, характере контактов рудных тел с вмещающими породами, наличии в них включений пустых пород или забалансовых руд, ценности руд, возможности обрушения земной поверхности.

Дается обоснование производительности рудника, режима его работы: продолжительность рабочей недели, количество рабочих дней, в году, продолжительность смены и количество смен в сутки на очистных и подготовительно-нарезных работах. Все эти данные студент принимает по результатам производственной практики или на основе задания на проектирование, и они остаются постоянными во всех дальнейших расчетах.

При планировании режима работы следует, как правило, принимать: продолжительность рабочей недели на подземных работах - 36 часов; число рабочих дней в неделе для всех категорий трудящихся -5.

Для рудников цветной металлургии:

число рабочих дней в году -251;

число рабочих смен в сутки -3, в т.ч. по выдаче руды -2.

Для рудников черной металлургии:

число рабочих дней в году для шахт производительностью до 500 тыс.т в год- 251;

для шахт производительностью свыше 500 тыс.т в год - 303;

число рабочих смен в сутки, в т.ч. и по выдаче руды - 3.

3.2. Экономические и организационно-технические данные

Экономические и организационно-технические данные являются основой для планирования технологии, организации и технико-экономических показателей на подготовительно-нарезных и очистных работах и в целом по системе разработки. Они включают нормы выработки или времени на отдельные виды и операции подготовительно-нарезных и очистных работ, комплексные нормы на проведение различных типов выработок, техническую характеристику, режим работы и производительность различного типа проходческого и добывающего оборудования, показатели потерь и разубоживания руды по отдельным стадиям и элементам блока, нормы расхода материалов и энергии.

Источником этих данных должны быть, в первую очередь, материалы первой производственной практики на подземном руднике, "Нормы технологического проектирования рудников черной и цветной металлургии" [3], "Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горно-проходческие и нарезные горные работы для шахт и рудников горнодобывающей промышленности" [5], другие литературные источники, задание на курсовой проект и расчетные значения.

4. ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Выбор системы разработки при проектировании необходимо производить путем технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов с учетом горно-геологических и горно-технических условий месторождений, наиболее полного и целесообразного извлечения руд из недр, комплексной механизации труда, обеспечения безопасных условий труда, необходимых санитарно-гигиенических, благоприятных условий для эффективного использования прогрессивных типов оборудования, применения энергосберегающих мероприятий и безотходных процессов добычи и переработки руд, себестоимости добычи и производительности труда. При сопоставимости технико-экономических показателей отдавать предпочтение вариантам систем разработки с применением самоходного оборудования.

4.1. Отбор конкурентоспособных вариантов систем разработки

Определение конкурентоспособных вариантов следует начинать с отбора технически приемлемых систем разработки по постоянным и переменным горно-геологическим и горнотехническим факторам. К постоянным факторам относятся устойчивость руд и вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела. К переменным факторам - наличие в рудном теле пустых пород или забалансовых руд; склонность руд к слеживанию, самовозгоранию; глубина

разработки, необходимость сохранения земной поверхности, характер контактов рудной залежи с вмещающими породами, ценность руд и другие факторы.

Область применения систем разработки устанавливается в соответствии с требованиями Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений [6, разд. IV-VI], правил технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов [7, гл.10], Типовых методических указаний по нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче [8], других рекомендаций [9].

В практике выбора систем по горно-геологическим условиям наибольшее распространение получил метод исключения. Сущность его заключается в рассмотрении возможности применения на рассматриваемом месторождении или его части всех существующих систем разработки по принятой классификации и исключении из их числа тех, которые непригодны по тем или иным рассматриваемым факторам. Рассмотрение соответствия систем разработки горно-геологическим условиям возможно производить в таблицах по каждому из факторов, но более целесообразно с помощью [10] сводной таблицы выбора (табл. 4.1).

Система разработки соответствует горно-геологическим и горно-техническим условиям разработки месторождения в целом или его части, если она отвечает требованиям всех рассматриваемых факторов, обеспечивает безопасность ведения горных работ и санитарно-гигиенические условия труда в соответствии с установленными нормами. Для условий (табл. 4.1) такими системами являются системы № 14 и 15.

Таблица 4.1

Номер системы	Система разработки	Значения факторов						
		Мощность рудного тела	Угол падения залежи	Свойства руд и пород	Глубина разработки	Ценность руды	Склонность к самовозгоранию и слёживанию	Сохранность и налегающих пород
		Пример						
		20м	700	устойчивые	H=900м	богатая	Несклонная	Не ограничивается
1	Сплошная							
2	Камерно – столбовая							
3	Этажно – камерная							
4	С подэтажной отбойкой							
5	С отбойкой из магазинов							
6	Потолкоуступная с простой крепью							
7	Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами							
8	То же со сплошной выемкой							

Продолжение таблицы 4.1

Номер системы	Система разработки	Значения факторов						
		Мощность рудного тела	Угол падения залежи	Свойства руд и пород	Глубина разработки	Ценность руды	Склонность к самовозгоранию и слёживанию	Сохранность поверхности и налегающих пород
		Пример						
		20м	700	устойчивые	H=900м	богатая	Несклонная	Не ограничивается
9	Этажное самообрушение							
10	Подэтажное принудительное обрушение с донными выпуском							
11	То же с торцовым выпуском							
12	Подэтажное самообрушение							
13	Однослойная выемка с закладкой							
14	Горизонтальные слои с закладкой							
15	Наклонные слои с закладкой							
16	Система разработки тонких жил с раздельной выемкой							

Окончание таблицы 4.1

Номер системы	Система разработки	Значения факторов						
		Мощность рудного тела	Угол падения залежи	Свойства руд и пород	Глубина разработки	Ценность руды	Склонность к самовозгоранию и слёживанию	Сохранность поверхности и налегающих пород
		Пример						
		20м	700	устойчивые	H=900м	богатая	Несклонная	Не ограничивается
17	Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой							
18	С усиленной распорной крепью							
19	Со станковой крепью							
20	С крепёжными рамами							
21	Однослойная выемка с обрушением							
22	Слоевое обрушение							
23	Щитовая система							

При выборе системы разработки и способа выемки целиков, а также для отработки сближенных рудных тел необходимо руководствоваться рекомендациями "Правил технической эксплуатации рудников", [7, гл. 11, 12]

4.2. Техничко-экономическая оценка сравниваемых вариантов систем разработки

Может оказаться, что в конкретных горно-геологических условиях техничеcки приемлемы несколько вариантов систем разработки. В этом случае приемлемые системы должны подвергнуться детальному технико-экономическому анализу и сравнению для выявления из их числа наиболее рациональных. Предварительно заведомо неэкономичные системы разработки исключаются по величине сравнительной себестоимости (таблица 4.2). Из оставшихся выбор наиболее рациональной производится на основе анализа технико-экономических показателей систем разработки (таблица 4.3).

Таблица 4.2.

Сравнительная полная себестоимость добычи 1 т руды [11]

Система разработки	Сравнительная себестоимость добычи, %
Система с креплением и закладкой	100
Система с закладкой	80-85
Система с магазинированием руды (с открытым очистным пространством)	60-70
Система с естественным поддержанием кровли:	
маломощные рудные тела	70-80
мощные рудные тела	30-50
Система слоевого обрушения	65-75
Система подэтажного обрушения	25-30
Система этажного самообрушения руды	15-20
Система этажного принудительного обрушения руды	20-25
Система разработки тонких жил с отдельной выемкой	150-250

При технико-экономическом анализе могут быть использованы показатели, характеризующие результаты применения систем в рассматриваемых горно-геологических условиях, собранных студентом в период прохождения первой производственной практики.

В отдельных случаях руководителем проектирования может быть предложена задача по экономической оценке техничеcки приемлемых для заданных условий систем разработки (при наличии данных о показателях извлечения и затрат по стадиям и процессам добычи и переработке руды до получения конечного продукта).

Окончательно выбранную систему разработки для заданных условий студент обязан согласовать с руководителем курсового проекта.

Таблица 4.3

Технико-экономические показатели по системам разработки

Номер системы	Система разработки	Технологические особенности систем разработки	Показатели			
			Производительность труда по системе, т/чел. смену	Себестоимость добычи 1т по системе, руб. *	Потери, %	Засорение, %
1	Сплошная	При применении:				
		самоходного оборудования	60-150	0,48-0,26	15-20	3-5
		переносного оборудования	25-50	0,82-0,54	15-20	3-5
2	Камерно-столбовая	С почвоуступной выемкой	24	0,8	15-25	3-5
		Потолокоуступной выемкой	31	0,72	15-25	3-5
		Доставкой силой взрыва	14	1,14	20-25	5
		Отбойкой глубокими скважинами	30	0,73	15-25	5
		Применением самоходного оборудования	40-60	0,615-0,48	15-25	3-5
		При отработке калийных солей	100-200	0,36-0,23	40-60	2-4
3	Этажно-камерная	При выемке целиков с:				
		массовым обрушением	45-60	0,58-0,48	15-25	12-25
		твердеющей закладкой	12-25	1,25-0,82	3-5	3-5
		Без выемки целиков	60-130	0,46-0,29	40-60	2-3
4	С подэтажной отбойкой и отработкой целиков	Массовым обрушением	40-50	0,69-0,54	12-25	12-25
		С закладкой твердеющей смесью	60-80	0,48-0,40	3-5	3-5

Продолжение таблицы 4.3

Номер систем	Система разработки	Технологические особенности систем разработки	Показатели			
			Производительность труда по системе, т/чел. смену	Себестоимость добычи 1т по системе, руб	Потери, %	Засорение, %
5	С отбойкой из магазинов	Мощность рудных тел:				
		m= 0,8-1,5м	5-12	2,2-1,24	10-20	15-18
		m= 2,0-5,0м	7-20	1,72-0,93	7-15	5-10
		m=7,0-12м	20-40	0,93-0,62	3-10	2-3
6	Потолкоуступная с простой крепью		3-7	2,9-1,7	8-12	8-12
7	Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами		40-100	0,62-0,36	10-20	10-20
8	То же со сплошной выемкой		50-100	0,54-0,36	10-20	10-20
9	Этажное самообрушение		50-80	0,54-0,4	12-25	12-25
10	Подэтажное принудительное обрушение с донным выпуском		35-90	0,66-0,38	10-15	20-30
11	То же с торцевым выпуском		75-90	0,46-0,36	10-15	20-30

Продолжение таблицы 4.3

Номер систем	Система разработки	Технологические особенности систем разработки	Показатели			
			Производительность труда по системе, т/чел. смену	Себестоимость добычи 1т по системе, руб.	Потери, %	Засорение, %
12	Подэтажное самообрушение		35-60	0,66-0,48	10-15	10-15
13	Однослойная выемка с закладкой		3-8	2,9-1,6	2-5	2-3
14	Горизонтальные слои с закладкой	С обычной технологией применения твердеющей закладки и самоходным оборудованием	20-80	0,93-0,4*	2-5	2-3
15	Наклонные слои с закладкой**		12-30	1,25-0,73	3-10	3-10
16	Разработка тонких жил с раздельной выемкой		1-4	5,6-2,4	7-15	15-50
17	Нисходящая выемка с твердеющей закладкой	С самоходным оборудованием	35-50	0,66-0,535	3-5	8-10
		При скреперной доставке	15-20	1,1-0,93	5-6	8-10
18	С усиленной распорной крепью		6-8	1,86-1,59		
19	Со станковой крепью		6-8	1,86-1,59		
20	С крепёжными рамами		7	1,7		

Окончание таблицы 4.3

Номер системы	Система разработки	Технологические особенности систем разработки	Показатели			
			Производительность труда по системе, т/чел. смену	Себестоимость добычи 1т по системе, руб	Потери, %	Засорение, %
21	Однослойная выемка с обрушением кровли		8-25	1,59-0,88	7-10	2-7
		При применении комплекса	30-45	0,73-0,58	3-4	2-5
22	Слоевое обрушение		6-20	1,5-0,93	2-5	1-3

Примечание:

* приведенные значения себестоимости 1990г не учитывают районные поправочные коэффициенты на заработную плату, материалы и энергию;

** себестоимость приведена без стоимости твердеющей закладки.

4.3. Описание выбранного варианта системы разработки

Дается краткое описание особенностей принятого варианта системы разработки. Приводится общий порядок подготовки и нарезки блока или панели, распределение их запасов на элементы, указываются стадии и последовательность отработки элементов блока или панели, приводятся принципиальные схемы технологии очистных работ.

Описание системы целесообразно производить после того, как будут выполнены последующие два раздела курсового проекта (разделы 5 и 6).

5. Конструирование системы разработки

5.1. Выбор метода и технологических схем основных производственных процессов очистных работ

Для принятой системы разработки устанавливаются стадии, последовательность и технологические схемы отработки отдельных элементов блока или панели. Принятие метода отработки каждого элемента блока должно быть увязано с горно-геологическими особенностями месторождения, основной сущностью системы разработки и общим порядком развития очистных работ в блоке.

В соответствии с намечаемыми методами отработки отдельных элементов и всего блока определяется состав производственных процессов и операций и обосновывается:

- 1) отбойка руды - шпуровая, скважинными или камерными зарядами, диаметр и схемы расположения шпуров или скважин, тип ВВ и средства взрывания, способы зарядания;
- 2) выпуск и доставка руды - донный или торцовый, способы доставки и погрузки руды, места и способы разделки негабарита;
- 3) управление горным давлением - тип крепи, вид закладочного материала и методы его размещения в выработанном пространстве, необходимость и способы обрушения вмещающих пород.

Принятые в проекте решения по методам и последовательности отработки отдельных элементов должны обеспечивать безопасные и благоприятные условия труда, наиболее полное, в пределах целесообразности, извлечение руд из недр, комплексную механизацию труда и возможность эффективного использования апробированного в аналогичных горно-геологических условиях прогрессивных типов оборудования.

Технологические схемы очистных работ должны предусматривать возможность применения циклично-поточной или поточной технологии и обеспечения оборудования максимальным фронтом работ. По результатам обоснования технологических схем производственных процессов для их выполнения выбираются средства механизации.

При выборе варианта механизации первоначально отбирают все типы и типоразмеры оборудования, технически приемлемого в рассматриваемых условиях. Приемлемость того или иного типа оборудования основывается на учете постоянных и переменных факторов, которые выступают как ограничения в определенных условиях. К постоянным факторам можно отнести крепость руды, размер кондиционного куска, конструктивные параметры и технологические особенности системы разработки, к переменным - устойчивость руд и пород, мощность рудного тела (выемочная), производительность блока или панели.

В табл. 5.1-5.5 приведены возможные к применению [9, 12, 13] типы оборудования в различных условиях ведения очистных работ. Окончательно конкретный тип оборудования выбирается на основе сопоставления технико-экономических показателей и параметров этого оборудования.

Таблица 5.1

Способ и средства бурения шпуров и скважин

Способ бурения	Буровое оборудование	Диаметр шпуров или скважин, мм	Глубина бурения, м	Коэффициент крепости руды и пород
Вращательный	Установки с электросвёрлами	40 – 65	До 6	До 6
	Установки шарошечного бурения	145 – 240	До 50	6 – 18
Ударно – вращательный	Установки с погруженными пневмударниками	85 -160	До 50	6 – 20

	Установки с перфораторами и независимым вращением бура	50 – 85	До 30	6 – 20
Ударно - поворотный	Перфораторы			
	Ручные	30 – 55	До 5	4 – 20
	Телескопные	40 – 85	До 10	4 – 20
	Колонковые	40 – 85	До 20	4 – 20

Таблица 5.2

Средства механизации очистных работ при различных системах разработки

Оборудование	Системы разработки									Примечание
	Сплошная и камерно - столбовая	С подэтажной оотбойкой	Этажно - камерная	Этажного обрушения	Подэтажного обрушения	С закладкой		С креплением	Слоевое обрушения	
						Горизонтальными слоями	Камерная			
Бурение										
1. перфораторы	+	+	-	-	-	+	-	+	+	
2. самоходные буровые каретки для бурения шпуров	+	-	-	-	-	+	-	-	+	
3. Установки для бурения скважин 40 – 85 мм	+1	+	+	-	+	+	+	-	-	1. при доставке руды силой взрыва
4. Установки для бурения скажин 85-160 мм погружными пневмоударниками	+2	+	+	+	+	-	+	-	-	2. при камерно целиковых системах для рудных тел мощностью 18 и более метров с выемкой на всю мощность
5. Установки шарошечного бурения скважин 145 – 240 мм		-	+	+	--	-	+	-	-	3. При доставке руды силой взрыва
Погрузка										
1. Вибропитатели	+3,5	+	+	+	+4	-	+	-	-	4. При торцевом выпуске
2. Рудопогрузочные установки (РПУ)	+5,5	+	+	+	-	-	+	-	-	5. При погрузке из рудоспуска
3. Машины типа ПНБ	+	+	-	-	+	+	+	-	-	
4. Колёсные погрузчики	+	+	+	-	-	-	-	-	-	
5. Экскаваторы	+6	-	-	-	-	-	-	-	-	6. При мощности залежи более 6м

Окончание таблицы 5.2

Оборудование	Системы разработки									Примечание
	Сплошная и камерно-столбовая	С подэтажной отбойкой	Этажно - камерная	Этажного обрушения	Подэтажного обрушения	С закладкой		С креплением	Слоевое обрушения	
						Горизонтальными слоями	Камерная			
Доставка										
1. погрузочно – доставочные машины	+	+	+	+	+	+	+	+	+	
2. Автосамосвалы	+	+	+	+	+	+	+	-	-	
3. Конвейеры 7	+8	+	+	+	+	-	+	+	+	7. При запасах руды на установку не менее 20 тыс.т
										8. При доставке руды силой взрыва
4. Скреперные установки	+	+	+	+	+	+	+	+	+	

Таблица 5.3

Возможные средства и способы бурения в различных минералах и рудах

Минералы и руды	Прочность на сжатие, МПа	вращательный			Ударно-поворотный	Ударно-вращательный	
		сверлорезец	Шарошечное долото	Алмазная коронка		Твердосплавная коронка	Пневмоударник
Уголь	14-40	X					
Каменная соль	30-40	X					
Гипс	25-30	X					
Сульфидные руды	60-80		X	X	X	X	X
Бокситы	60-120				X	X	X
Ангидрит	100-150		X	X		X	X
Известняк	80-120		X	X	X	X	X
Полиметаллические руды	80-130		X	X	X	X	X
Известняк твердый	120-280		X	X		X	X
Песчаники	30-60				X	X	X
Глинистые сланцы	50-100			X	X	X	X
Доломит	100-130		X	X		X	X
Кварцевый песчаник	120-160		X	X		X	X
Кварцит	150-250			X		X	
Мрамор	80-130		X	X		X	X
Гнейс	100-120			X		X	X
Гранит	130-240			X		X	X
Базальт	250					X	

Таблица 5.4

Средства механизации погрузки и доставки при различном размере кондиционного куска

Размер кондиционного куска, мм	Емкость ковша погрузочно-доставочной машины, м ³				ПНБ + автосамосвал	ВДПУ (РПУ) + автосамосвал	ВДПУ (РПУ) + вагон	Скреперная установка
	1,5	2-3	4-5	6-8				
400	+	+	+	+	+	+	+	+
400-500	-	+	+	+	+	+	+	+
600-800	-	-	+	+	-	+	+	-
900-1000	-	-	-	+	-	+	+	-

Таблица 5.5

Средства механизации очистных работ при различной производительности выемочной единицы

Оборудование	Производительность выемочной единицы ,т/смену					
	До 100	100-200	200-300	400-500	600-700	Более 700
БУРЕНИЕ						
1. Переносные перфораторы	+	+	-	-	-	-
2. Самоходные установки для бурения шпуров	+	+	+	+	-	-
3. Установки для бурения скважин диаметром 40-75 мм	+	+	+	+	+	-
4. Установки с погружными пневмударниками для бурения скважин диаметром 85-160 мм	+	+	+	+	+	+
5. Установки шарошечного бурения скважин диаметром 145-240 мм	-	-	+	+	+	+
ПОГРУЗКА						
1. Вибропитатели	+	+	+	+	+	+
2. Рудопогрузочные установки (РПУ)	-	-	-	-	+	+
3. Машины типа ПНБ	-	+	+	+	-	-
4. Колёсные погрузчики	+	+	+	+	+	+
5. Экскаваторы	-	-	+	+	-	-
ДОСТАВКА						
1. Погрузочно-доставочные машины	+	+	+	+	+	-
2. Автосамосвалы	+	+	+	+	+	+
3. Конвейеры	-	-	+	+	+	+
4. Скреперные установки	+	+	+	-	-	-

Таблица 5.6

Способ доставки при площадном выпуске руды

Длина доставки, м	Объем запасов на 1 механизм, тыс.т	
	Не более 20	20-30 и более
Не более 60	Скреперные установки	Питатели и конвейеры
Более 60	Самоходное погрузочное и доставочное оборудование	

При вибровыпуске руды в зависимости от запасов руды на одну выпускную выработку предусматривать следующие установки:

- при 5-10 тыс.т - вибропобудители и виброленты;
- при 10-20 тыс.т - виброплощадки и вибропитатели;
- свыше 20 тыс.т - вибропитатели в комплексе с конвейерами.

Таблица 5.7

Параметры скреперных установок при различных размерах кондиционного куска

Максимальный Размер куска, мм	Ёмкость скрепера, м ³	Мощность скреперно й установки, кВт	Диаметр каната, мм		Диаметр головног о блока, мм
			Рабочего	Холостого	
250	0,1-0,16	10	12	10	160-200
340-450	0,2-0,4	17	16	14	200-250
450-500	0,6-1,0	30	18	16	250-300
500-600	0,6-1,0	55	22,5	20	300-400
600-800	1,0-1,6	100	27,5	25	400

В результате выбора создается комплекс машин основного и вспомогательного оборудования для ведения очистных работ. Машины, входящие в комплекс, увязываются по производительности и количеству для обеспечения равномерной и максимальной загрузки в течение смены.

5.2. Конструирование горизонтов выпуска, доставки, бурения, закладки и выбор схемы подготовки и нарезки блока

На основе выбранной системы разработки, принятых методов отработки отдельных элементов и схем механизации процессов очистных работ производится конструктивное оформление блока в нормальной (основной) стадии его отработки. Обоснованию подлежит вид подготовки блока или панели (полевая, рудная, комбинированная), тип, количество, сечение и местоположение выработок откаточного и вентиляционного горизонтов, горизонтов доставки и выпуска руды, подсечки блока, буровых и закладочных горизонтов, а также выработок, связывающих эти горизонты: отрезные, вентиляционные, ходовые и материальные восстающие, породо- и рудоспуски, выработки для доставки на горизонты самоходного оборудования.

Обосновывая схему подготовительно-нарезных работ, необходимо руководствоваться следующими требованиями: возможностью выполнения всех процессов и операций, предусмотренных технологической схемой очистных работ; безопасностью выполнения работ; обеспечением надлежащего проветривания очистных выработок, а при необходимости и изоляции самовозгоревшегося участка; своевременной подготовкой запасов к очистной выемке; возможностью проведения дополнительной разведки и осушения месторождения; минимальностью объемов и стоимости проведения и поддержания выработок, потерь и разубоживания руды.

При выборе формы и размеров поперечного сечения горизонтальных и наклонных горных выработок необходимо исходить из типовых проектов паспортов на их проведение и крепление с учетом:

- габаритов подвижного состава для проходки выработок и используемого в период эксплуатации;
- габаритов оборудования, которое будет транспортироваться к месту установки;
- минимальных зазоров между стенками выработки и выступающими частями подвижного состава и оборудования [6, §45];
- размеров свободных проходов для людей;
- размеров и расположения водоотливной канавки;
- допустимой скорости движения воздушной струи [6, § 11].

При оформлении схемы откаточного (транспортного) горизонта необходимо предусмотреть:

1) Откаточные выработки на всем протяжении должны иметь уклон к околоствольному двору или устью штольни, равный:

- при рельсовом транспорте - 0,003-0,005;
- при автомобильном транспорте- 0,05 - 0,15;
- при конвейерном транспорте - 0,10 - 0,20.

Почва откаточных выработок должна иметь также уклон в сторону водоливной канавы 0,01-0,02.

2) Выработки, пройденные по рудному телу, как правило, охранять целиками, размер которых должен обеспечивать его устойчивость. В маломощных залежах ценных руд допускается вместо целиков применять усиленное крепление.

3) При прямом порядке отработки основные выработки горизонта должны сохраняться для проветривания и безопасного передвижения на весь период отработки этажа.

4) При применении самоходного оборудования схема подготовки должна предусматривать безрельсовые транспортные, доставочные и другие горизонтальные и наклонные выработки на этажах или подэтажах обеспечивающие свободное перемещение машин из одних рабочих мест в другие, расположенные на одном или разных горизонтах, и доставку в забой материалов и оборудования.

5)
уклона
должна

Тип двигателя	Пневмоколесный ход	Гусеничный ход
при пневматическом и электрическом приводах	80	160
При двигателях внутреннего сгорания	120	200

Величина выработок не превышать:

Конструируя горизонт выпуска и доставки необходимо исходить из следующего:

а) выпуск руды под действием силы тяжести применять во всех случаях, если это допускают горно-геологические условия и принятая система разработки;

б) при торцевом выпуске ориентироваться на применение вибрационного и конвейерного оборудования, а также на комплексы самоходных машин;

в) углы откосов выпускных воронок и траншей принимать в зависимости от сыпучих свойств отбитой руды в пределах 45-55° для камерных систем и не менее 65° для систем с обрушением руды;

г) расстояние между выработками выпуска и параметры днищ блоков должны обеспечивать их устойчивое и рабочее состояние на период выпуска руды, минимальные потери и разубоживание руды, минимум ГПР;

д) при ожидаемых больших объемах работ по вторичному дроблению руды (системы с массовым принудительным и самообрушением руды) на горизонте выпуска и доставки должна быть предусмотрена сборная вентиляционная выработка для удаления пыли и газа;

е) горизонт выпуска (грохочения или скреперования) каждого блока должен проветриваться за счет общешахтной вентиляционной струи с выводом ее на вентиляционный горизонт (поверхность) по специальным вентиляционным выработкам;

ж) при углах падения залежи менее 60° необходимо обосновывать целесообразность устройства дополнительных горизонтов выпуска в лежачем боку;

з) при скреперной доставке выработки скреперования располагать либо в кровле откаточной выработки, либо на расстоянии 6 м от ее кровли;

и) в залежах большой мощности погрузочно-доставочные выработки при торцевом выпуске в смежных подэтажах располагать в шахматном порядке.

Решая вопросы конструктивного оформления бурового горизонта необходимо исходить из того, что тип, количество и местоположение буровых выработок должны обеспечивать:

а) безопасность работ по бурению и заряданию;

При камерных системах разработки с последующей отработкой целиков и потолочин массовым обрушением на незаполненные (свободные) камеры, если выработки расположены в целиках, все работы по бурению должны быть закончены до полной отработки запасов камеры, в противном случае буровые выработки должны быть за пределами возможного обрушения руд и пород.

б) соответствие параметров отбиваемого слоя (массива) руды техническим параметрам бурового оборудования;

в) ширина открытой буровой заходки должна быть не менее 2,0 м и высота не более 2,5 м. Высота закрытых заходок допускается до 3,0 м;

г) при системах слоевого обрушения ширина заходки и высота слоя не должны превышать 3 м;

д) при системах с массовым этажным принудительным самообрушением руды проходка всех

выработок, располагаемых выше горизонта подсечки, должны быть закончены до начала обрушения. Буровые выработки должны соединяться с откаточным горизонтом выпуска и доставки восстающими, сбитыми с вентиляционными выработками;

е) принятые последовательность и технологическую схему обработки отдельных элементов блока (выемочной единицы);

ж) минимально возможные в данных условиях затраты на нарезные и буровые работы.

При системах разработки с закладкой угол наклона кровли закладываемой выработки и место подачи закладочного материала в нее следует проектировать из расчета максимально возможной полноты закладки выработанного пространства. В случае применения гидравлической закладки на откаточном горизонте в пределах блока должны быть предусмотрены специальные выработки для отстоя воды и улавливания шлама.

Решение вышеперечисленных вопросов позволит окончательно разработать схему подготовительно-нарезных работ и оформить скелетную схему (макет) системы разработки, включающую виды и взаимное расположение всех подготовительно-нарезных выработок в блоке (панели). Это позволит проверить возможность обработки всех элементов блока с принятой последовательностью и технологией и наметить очередность проведения подготовительно-нарезных выработок.

5.3. Выбор средств механизации подготовительно-нарезных работ

Выбор комплексов проходческого оборудования для проведения выработок буровзрывным способом следует производить с учетом горно-геологических условий, типа выработки (горизонтальная, наклонная), назначения, сечения, вида крепления и ее протяженности, безопасных условий труда и требуемой скорости проведения.

Переносное оборудование (перфораторы, скреперные установки) применяются для проведения выработок сечением до 6 м² и протяженностью до 50 м.

В целом же предпочтение следует отдавать использованию комплексов самоходного оборудования, в состав которых должны быть включены машины, обеспечивающие механизацию всех звеньев технологического процесса проходческих работ и процессов обслуживания.

При выборе состава комплекса можно руководствоваться рекомендациями табл. 5.8.

При использовании на очистных работах в блоке самоходного оборудования проведения подготовительно-нарезных выработок целесообразно осуществлять с применением этого же комплекса машин.

Таблица 5.8

Состав комплексов самоходного оборудования для проведения выработок [3]

Площадь сечения выработки (в проходке)	Погрузка и транспорт горной массы		Бурение шпуров
	Расстояние транспортирования, м	Тип оборудования	Тип бурильной установки
До 10	До 150	ПТМ с ковшом вместимостью не более 2,5 м ³	С двумя перфораторами
	Более 150	ПТМ с ковшом вместимостью 1,5 м ³ и автосамосвал грузоподъемностью до 10 т	То же
	До 250	ПТМ с ковшом вместимостью до 4 м ³	То же
10-16	Более 250	ПТМ с ковшом вместимостью 1,5-2 м ³ или машина типа ПНБ и автосамосвал грузоподъемностью 10-15 т	С двумя-тремя перфораторами
Более 16	До 300	ПТМ с ковшом вместимостью 4-5 м ³	С тремя перфораторами
	Более 300	ПТМ с ковшом вместимостью 2-2,5 м ³ или машина типа ПНБ и автосамосвал грузоподъемностью 15-20 т	

6. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БЛОКА (ПАНЕЛИ) И ЕГО ЭЛЕМЕНТОВ

6.1. Обоснование геометрических параметров блоков или панели и их элементов

В данном разделе проекта дается обоснование общих размеров блока или панели и отдельных их элементов. Обоснованию подлежат: высота блока (этажа) и подэтажа; длина и ширина блока или панели; устойчивые размеры междуканальных, панельных и внутриканальных (опорных) целиков; допустимые пролеты обнажений в камерах; мощность потолочины и высота днища блоков; расстояния между выработками выпуска и доставки; ширина и высота обрабатываемого слоя руды; размеры шага обрушения кровли при столбовых системах разработки с однослойной выемкой.

Решение вышеперечисленных вопросов следует начинать с определения геометрических размеров элементов системы разработки по условию горного давления, обеспечивающих устойчивое состояние их и безопасные условия выполнения работ на период отработки блока или определенной его части. В первую очередь определяют допустимые пролеты обнажений массива, а затем размеры целиков по методикам, изложенным в работах [9, 14-17]. При канальных и канально-столбовых системах разработки с закладкой выработанного пространства размеры междуканальных целиков следует принимать равными пролету камер, что позволит применение единой технологии и параметров основных производственных процессов очистных работ.

Далее производится обоснование параметров днищ блоков, расстояния между выработками выпуска и доставки, высоты подэтажа. Обоснование перечисленных параметров может быть выполнено по методикам [9, 14, 15, 18, 20, 21], которые основываются на определении прочного и устойчивого состояния днищ выработок выпуска и доставки, расчете параметров зон потоков и обеспечении минимума потерь и разубоживания при выпуске руды под обрушенными породами, учете параметров бурового и погрузочно-доставочного оборудования и на обеспечении минимума затрат на нарезные работы.

Принятые параметры должны быть согласованы с требованиями правил безопасности и технической эксплуатации [6, 7], нормами технологического проектирования [3] и практикой работы рудников [9, 19].

При использовании самоходного оборудования и донном выпуске руды параметры днищ блоков не должны существенно отличаться от приведенных в табл. 6.1.

Таблица 6.1.

Рекомендуемые параметры днищ блоков при применении погрузочно-транспортных машин

Параметры	Грузоподъемность ковшовой погрузочно-доставочной машины, т			
	2	3	5	8
Размеры машины, мм: Ширина	1400	1700	1900	2500
Длина	5000	7000	7500	9000
Минимальное сечение погрузочных заездов в свету, м ²	6-7	7-8	8-9	10-12
Расстояние между осями погрузочных заездов, м	6,5-8	7-9	8-12	10-13
Расстояние между доставочными выработками, м	9-11	12-13	12-13	14-15
Угол между осями погрузочных заездов и доставочными выработками, град.	50-60	50-60	50-60	50-60
Площадь блока в расчете на один заезд, м ²	60-90	90-120	120-150	150-180

В последнюю стадию устанавливают общие размеры блока или панели - длину, ширину, высоту. При определении этих параметров исходят из параметров добычного оборудования, необходимости обеспечения устойчивых пролетов обнажений массива и размеров целиков, минимума затрат на добычу руды с учетом ущерба от потерь и разубоживания руды.

5.....								
Итого		+	+	$\sum l_n$	+	$\sum V_{pn}$		$\sum V_n$
Нарезные								
1.Доставочный штрек	+	+		+	+	+		+
2. Штрек подсечки	+	+		+	+	+		+
3.Отрезной восстающий	+	+		+	+	+		+
4.....								
..								
5.....								
..								
Итого				$\sum l_n$		$\sum V_{pn}$		$\sum V_n$
Всего по блоку				$\sum l_{nn}$		$\sum V_{pn}$		$\sum V_{пн}$

Таблица 7.2

Количество добываемой руды из блока по стадиям работ

Стадии работ	Объем руды, V_i , м3	Промышленные Запасы $B_i = V_i \gamma$, т	Коэффициенты		Извлекаемые запасы, т $B_u^i = (B_i(1 - \eta_i))$	Количество добываемой руды, $D_i = \frac{B_u^i}{1 - \rho_i}$, т
			Потерь руды η , дол. ед	Разубоживания ρ , дол.ед		
1. Подготовительн о-нарезные работы	+	+	+	+	+	+
2. Камерные запасы	+	+	+	+	+	+
3. Потолочина	+	+	+	+	+	+
4. Днище	+	+	+	+	+	+
5. Целики	+	+	+	+	+	+
Итого по очистным работам	+	+				$\sum D_0$
Всего по блоку		$\sum B$			$\sum B_u^i$	

Данные табл. 7.1 и 7.2 являются основой определения таких технико-экономических показателей, как:

Удельный объем ПНР, м³/ 1000 т

$$V_{nn}^y = \frac{1000 \sum V_{nn}}{\sum B}$$

и коэффициент подготовительно-нарезных работ, м/1000 т

$$K_{nn} = \frac{1000 \sum l_{nn}}{\sum B}$$

Средневзвешенный коэффициент потерь

$$\eta = \frac{\sum B - \sum B_u^i}{\sum B} = 1 - \frac{\sum B_u^i}{\sum B}$$

и средневзвешенный коэффициент разубоживания руды при отработке блока

$$\rho = \frac{\sum D - \sum B_u^i}{\sum B_u^i}$$

для очистных работ в добыче руды из блока

$$\mu = \frac{\sum B_u^i - \sum B_{n,n}}{\sum B_u^i}$$

8.ОРГАНИЗАЦИЯ ПОДГОТОВКИ И НАРЕЗКИ БЛОКА ИЛИ ПАНЕЛИ

8.1 Определение трудовых и материальных затрат на проведение выработок

Расчет трудовых затрат на проведение подготовительно-нарезных выработок в блоке производят исходя из состава и тарифно-квалификационной характеристики отдельных видов работ, существующих норм выработки [5] или достигнутой (расчетной) производительности принятого оборудования.

Расчет целесообразно выполнять в следующей последовательности:

1. определить состав производственных процессов при сооружении выработки;
2. установить объемы работ на проведение 1 м выработки по каждому процессу;
3. исходя из принятого оборудования, установить тарифно-квалификационный состав звена при выполнении данного вида работ;
4. по нормам выработки (нормам времени) или фактической производительности машины и объему работ устанавливается трудоемкость выполнения того или иного производственного процесса, чел. Смену;

$$r_i = V_i / \Pi_i = V_i t_i, \quad (8.1)$$

где V_i – объём работ по одному из процессов на 1 м выработки; Π_i – норма выработки или фактическая производительность оборудования при выполнении данного вида работ; t_i – норма времени на выполнении единицы объёма данного вида работ, чел. смену.

Комплексная норма на проведение 1 м любой выработки составит м/чел. смену;

$$H_k^i = \frac{1}{\sum r_i} \quad (8.2)$$

При отсутствии данных по нормам выработки или фактической эксплуатационной производительности для принятого в проекте оборудования последнее устанавливается расчетным путем [9,13,14, 22].

Объем работ на 1 м выработки по бурению и заряданию может быть определено исходя из числа шпуров на забой и коэффициента использования шпуров $\sum L = N l_{шп} / \eta$ либо по расходу шпурометров на 1 м³ горной массы в проходческих забоях [3].

Число шпуров на забой целесообразно определять по формуле Н.М.Покровского (8.3);

$$N = \frac{1,27qS}{d^2 \rho_{ВВ} K_3} \quad (8.3)$$

где q - удельный расход ВВ, кг/м³;

S - площадь сечения забоя выработки, м²;

d - диаметр заряда, м;

$\rho_{ВВ}$ - плотность ВВ в заряде, кг/м³ (принимать в зависимости от типа ВВ и зарядного оборудования);

K_3 - коэффициент заполнения шпура. Коэффициент заполнения принимать равным 0,7-0,8 при крепости $f < 10$ и 0,8-0,85 - при крепких и очень крепких породах $f > 10$.

Удельный расход ВВ следует определять по формуле

Н.М.Покровского

$$q = q_0 K_{зп} K_{сп} K_d e \quad (8.4)$$

где q_0 – удельный заряд условный ВВ (таблица 8.1), кг/м³; $K_{зп}$ - коэффициент зажима породы

$$K_{зп} = \frac{3L_{шп}}{\sqrt{S}} \quad (8.5)$$

где $L_{шп}$ - длина шпура, м;

$K_{сп}$ - коэффициент структуры породы;

K_d - коэффициент, учитывающий диаметр заряда;

e -коэффициент эквивалентности заряда принятого ВВ (таблица 8.2).

Коэффициент структуры породы зависит от свойств и структуры массива: вязкие пористые породы - $K_{сп} = 2,0$;

дислоцированные, с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью - $K_{сп} = 1,4$;
 сланцевые с меняющейся крепостью и напластованием, перпендикулярным направлению шпура - $K_{сп} = 1,3$;
 массивно-хрупкие породы - $K_{сп} = 1,1$;
 мелкопористые, неплотные - $K_{сп} = 0,8$.

Коэффициент, учитывающий диаметр заряда, определять по формуле

$$K_d = \left(\frac{d}{42}\right)^n \quad (8.6)$$

где $n=0,5-1,0$

Меньшее значение n принимать для крепких, монолитных пород ($f \geq 15$), большие - для пород средней крепости и слабых ($f < 15$).

Таблица 8.1

Удельный заряд условного ВВ в зависимости от крепости породы

Крепость породы, f	2	2-3	4-6	7-9	10-14	15-20
Удельный заряд, q_0	0,15	0,2-0,3	0,4-0,6	0,7-0,9	1,0-1,1	1,2-1,5

Таблица 8.2

Коэффициенты удельных зарядов e , рассчитанные по идеальной работе взрыва

Наименование ВВ	e	Наименование ВВ	e
Аммонит скальный №3	0,8	Аммонал водоустойчивый	0,9
Детонит М	0,62	Гранулит АС-4	0,98
Гранулит АС-8В	0,89	Гранулит АС-4В	0,98
Гранулит АС 8	0,89	Граммонит 79/21	1,0
Акванит АРЗ-8	0,89	Аммонит 6ЖВ	1,0
Аммонал М-10	0,9	Гранулит М	1,15

Полученное число шпуров должно быть скорректировано со схемой их расположения в забое выработки. Проектируя расположение шпуров (паспорт БВР при проведении выработки), необходимо учитывать, что при глубине шпуров более 2,0 метров целесообразно применять прямые врубы с компенсационными (незаряженными) шпурами или скважинами [3]. Число незаряженных шпуров (скважин) рекомендуется принимать по табл.8.3, линию наименьшего сопротивления для отбойных шпуров с учетом крепости пород и типа ВВ корректировать с данными табл.8.4, а рациональное расстояние между оконтуривающими шпурами по табл.8.5.

Таблица 8.3

Необходимое число незаряженных шпуров (скважин) в зависимости от диаметра и глубины

Глубина шпура, м	Диаметр шпура (скважины), мм				
	42	51	56	75	100
2,2	2	2	1	-	-
2,6	3	2	2	1	-
2,8	4	3	2	2	-
3,0	-	3	3	2	-
3,2	-	4	4	2	-
3,4	-	-	4	2	1
3,6	-	-	4	3	2
3,8	-	-	-	3	2
4,0	-	-	-	3	2
4,5	-	-	-	4	2

Таблица 8.4.

Линия наименьшего сопротивления для отбойных шпуров диаметром 42 мм

Тип ВВ	Л. н. с. при коэффициенте крепости руд и пород, м
--------	---

	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16-18
Гранулит АС-8	0,93	0,82	0,74	0,68	0,64	0,60
Аммонит 6ЖВ	0,93	0,82	0,74	0,68	0,64	0,60
Аммонал	1,07	0,95	0,85	0,79	0,74	0,69
Детонит М	1,20	1,06	0,95	0,88	0,83	0,77
Скальный Аммонит № 3	1,13	1,16	1,04	0,96	0,91	0,84

Таблица 8.5.

Рациональное расстояние между оконтуривающими шпурами при диаметре шпура 42 мм

ТипВВ	Расстояние между оконтуривающими шпурами при крепости пород, м			
	10-12	12-14	14-16	16-18
Аммонит 6ЖВ	<u>0,70-0,65</u>	<u>0,65-0,60</u>	<u>0,60-0,55</u>	<u>0,55-0,50</u>
Гранулит АС-8	0,90-0,85	0,95-0,80	0,80-0,75	0,75-0,7
Аммонал	<u>0,75-0,70</u>	<u>0,70-0,65</u>	<u>0,65-0,60</u>	<u>0,60-0,55</u>
	0,95-0,90	0,90-0,85	0,85-0,80	0,80-0,85
Граммонит 79/21	<u>0,80-0,75</u>	<u>0,75-0,70</u>	<u>0,70-0,65</u>	<u>0,65-0,60</u>
	1,00-0,95	0,95-0,90	0,80-0,85	0,85-0,80
Детонит М	<u>0,85-0,80</u>	<u>0,80-0,75</u>	<u>0,75-0,70</u>	<u>0,70-0,65</u>
	1,05-1,00	1,00-0,95	0,95-0,90	0,90-0,85
Скальный аммонит №3	<u>0,90-0,85</u>	<u>0,85-0,80</u>	<u>0,80-0,75</u>	<u>0,75-0,7</u>
	1,10-1,05	1,05-1,00	1,00-0,95	0,95-0,90

Примечание. Числитель - контурное взрывание, знаменатель -обычное взрывание.

При применении шпуров иного диаметра данные табл. 8.4 и 8.5 умножать на величину коэффициента, учитывающего диаметр заряда.

Объем работ на 1 м выработки по уборке породы составит, м³

$$V_y = S K_{пр} \quad (8.7)$$

где $K_{пр}$ - коэффициент увеличения сечения выработки при проходке (коэффициент прихвата породы), $K_{пр}=1,1-1,15$.

Объем работ по креплению выработок определяется типом крепи и способом крепления, которые, в свою очередь, зависят от устойчивости пород, срока службы и назначения выработки. В устойчивых и средней устойчивости породах отрезные восстающие, дучки и выработки горизонтов бурения и подсечки проводятся и эксплуатируются, как правило, без крепления, а для остальных выработок блока применяют набрызг-бетонную и штанговую или сталеполимерную крепь, реже подхваты и крепежные рамы.

Параметры крепи рекомендуется определять по методикам, изложенным в работах [23, 24].

При определении объема работ по настилке пути в выработках, оборудуемых рельсовым транспортом, необходимо учитывать схему проходки:

- 1) с настилкой временного пути и последующей заменой его на постоянный;
- 2) с настилкой только постоянного пути.

Результаты расчетов комплексных норм на проведение выработок в блоке сводятся в табл. 8.6.

Таблица 8.6.

Комплексные нормы и трудоемкость проведения выработок

Наименование выработки	Сечение, м ²	Принятое оборудование	Комплексная норма выработки, м/чел. смену	Комплексная норма времени чел. смен/м
1. Откаточный штрек	12	СБКНС-2 ПНБ-2	8,0	0,125

2. То же орт	12	То же	8,0	0,125
3. Блоковый восстающий
4. Подэтажный буровой штрек
5.....
6.....

8.2. Расчет организации подготовки и нарезки блока или панели

Расчет организации подготовительно-нарезных работ включает определение объемов первоочередной и текущей подготовки, обоснование очередности проведения выработок, состава проходческой бригады, числа одновременно действующих забоев в блоке и продолжительности проведения подготовительно-нарезных работ.

При проектировании организации подготовительно-нарезных работ основной формой организации труда принимать комплексные бригады, а при использовании самоходного оборудования - специализированные комплексные бригады.

Профессиональный состав и численность бригад необходимо устанавливать в соответствии с тарифно-квалификационной характеристикой работ с использованием, принятого оборудования, фронтом и объемом подготовительно-нарезных работ, трудоемкостью и продолжительностью их проведения. При этом необходимо стремиться к максимальному использованию оборудования во времени, организации его многозабойного использования, обеспечению минимальных сроков и трудовых затрат на подготовительно-нарезные работы. Производительность труда проходчика не должна быть ниже 10-12 м³/чел. смену при использовании самоходного оборудования и 6 м³/чел. смену - при переносном оборудовании (10 м³ /чел. смену -при скоростной проходке).

Проектирование организации проходческих работ в блоке следует начинать с разделения подготовительно-нарезных работ в блоке на первоочередные и текущие. Делают это по скелетной схеме и чертежу системы разработки. К первоочередным подготовительно-нарезным работам относят проведение выработок, необходимых для начала очистных работ в блоке. Это, как правило, все подготовительные выработки и значительная часть, а в некоторых случаях все нарезные выработки – выработки горизонтов подсечки, доставки, буровые горизонты, отрезные восстающие и т.д.

К текущим подготовительно-нарезным работам относят проведение нарезных выработок, необходимых для планомерной отработки запасов блока (панели) с принятой последовательностью и технологией. Это - подэтажные выработки горизонтов подсечки, выпуска и доставки, слоевые штреки или орты при системах слоевого обрушения, дучки при системах с донным выпуском руды, заезды на слои и в камеры, сбойки магазинов с восстающими при системах с магазинированием руды и прочие. Проведение этих выработок осуществляют по мере отработки запасов блока, обеспечивая необходимый фронт работ.

Далее по скелетной схеме системы разработки и принятой последовательности и технологии отработки отдельных элементов выбирают очередность проведения выработок в блоке и строят сетевой график.

Для принятого оборудования, состава и объема работ по производственным процессам при проведении той или иной выработки устанавливают число рабочих на забой в смену, а по сетевому графику-число одновременно действующих забоев в блоке.

Число одновременно действующих проходческих забоев в блоке и численный состав проходческой бригады должны оставаться на весь период подготовки и нарезки блока, за исключением первоначального и заключительного периодов.

Определяют трудоемкость проведения выработок, чел. смену

$$R_i = \lambda_{nn}^i / H_k^i, \quad (8.8)$$

где λ_{nn}^i - суммарная длина данного типа выработок в блоке (гр. 4 табл.7.1), а также трудоемкость первоочередных, текущих и суммарная трудоемкость подготовительно-нарезных работ в блоке.

Определяют продолжительность и скорость V_i проведения данного типа выработок в блоке

исходя из числа проходчиков (оборудования) на забой в смену n , числа одновременно действующих забоев по проведению выработки n_3 и числа рабочих смен в сутки $n_{см}$

$$T_i = R_i / n n_3 n_{см}, \quad (8.9)$$

$$V_i = \sum \lambda_{nn}^i / T_i, \quad (8.10)$$

Результаты расчетов сводят в табл. 8.7.

Данные табл. 8.7 предназначены для построения календарного графика подготовительно-нарезных и очистных работ, по которому определяют продолжительность подготовительно-нарезных и очистных работ и в целом продолжительность отработки блока или панели.

Трудоёмкость и продолжительность проведения подготовительно – нарезных выработок блока

Наименование выработок	Очередность проведения	Количество выработок	Суммарная длина выработок, м	Комплексная норма проведения, м/чел.смену	Трудоёмкость проведения, чел.смен	Число забоев одновременной работе	Число рабочих на забой		Продолжительность проведения, сут	Скорость проведения выработок, м/сут.
							В смену	В сутки		
I Первоочередные подготовительно – нарезные работы										
1. Откаточный штрек*, **	0-1									
2. Блоковый восстающий	1-2									
3. Штрек подсечки	3-4									
4. Подэтажные штреки	2-5									
5. Отрезной восстающий										
5. Дучки первой очереди	1-3									
ИТОГО										
II Текущие подготовительно – нарезные работы										
1. Дучки второй очереди										
2. Буровые заходки для обуривания целика и потолочины										
ИТОГО										
В ЦЕЛОМ ПО БЛОКУ										

*В объём подготовительных работ включено только проведение откаточного штрека и одного блокового восстающего.

** На практике проведение основных выработок откаточного горизонта производят в первую очередь и обособленно, до начала проведения остальных подготовительно – нарезных выработок в пределах этажа.

9. РАСЧЕТ ПРОЦЕССОВ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ ПО СТАДИЯМ РАБОТ

9.1. Отбойка руды

Расчет процесса буровзрывных работ сводится к определению объемов работ по бурению и заряданию, которые позволили бы в конечном итоге определить затраты труда и продолжительность работ по отбойке руды, потребное количество бурового и зарядного оборудования, расход материалов и энергии.

В соответствии с принятой последовательностью и технологией отработки отдельных элементов и конструктивным оформлением блока (панели) принимается схема, и определяются параметры расположения шпуров или скважин.

Определение параметров расположения зарядов целесообразно производить исходя из принципа баланса энергии ВВ, требуемого для отделения и дробления до заданного гранулометрического состава единицы объема массива и могущего быть размещенным во взрывной выработке.

В этом случае линия наименьшего сопротивления, м

$$W = 0.885 d \sqrt{\frac{\rho_n K_3}{q m}}, \quad (9.1)$$

а расстояние между зарядами, м

$$a = W \cdot m,$$

где d - диаметр шпура или скважины, м;

ρ_n - плотность ВВ в заряде (зависит от способа заряжания), кг/м³;

K_3 - коэффициент заряжания или коэффициент использования шпура или скважины;

q - удельный расход ВВ, кг/м³ ;

m - коэффициент сближения между зарядами (принимать в зависимости от условий взрывания и схем расположения зарядов 0,8-2,0).

Коэффициент заряжания зависит от способа отбойки и схемы расположения шпуров или скважин. При отбойке шпурами он принимается равным 0,75-0,85, при отбойке скважинами - 0,85-0,95, в зависимости от длины скважины и величины их недозаряда.

Величина удельного расхода ВВ в первую очередь зависит от физико-механических свойств, структуры отбиваемого массива и требуемого качества дробления. Поэтому желательно, чтобы его величина принималась для соответствующих условий по данным практики.

При отсутствии таких данных его величина может быть принята в соответствии с нормами технологического проектирования (табл. 9.1, 9.2) либо вычислена (при отбойке скважинами) по формуле, кг/т

$$q = (0,8 - q_{BT}) K_f K_\gamma K_c K_d e, \quad (9.2)$$

где q_{BT} - минимальный удельный расход ВВ на вторичное дробление, кг/т (табл. 9.1);

K_f, K_γ, K_c, K_d - коэффициенты изменения удельного расхода ВВ на отбойку в зависимости от крепости и плотности руды, размера кондиционного куска и диаметра скважины соответственно. Значения определяются из выражений:

$$K_f = \sqrt{\frac{f}{15}}; K_\gamma = \sqrt{\frac{2,8}{\gamma}}; K_c = \sqrt{\frac{0,4}{c}}; K_d = \sqrt[n]{\frac{d}{0,15}}, \quad (9.3)$$

где f, γ, c, d - фактические значения крепости и плотности руды, требуемого размера кондиционного куска и диаметра скважины соответственно;

$n = 0,33-0,5$ - показатель степени, меньшие значения которого принимать при диаметре скважин не более 75 мм.

Таблица 9.1

Удельный расход на вторичное дробление

Диаметр заряда, мм	50	75	100	125	150
Удельный расход, кг/т	0,040	0,050	0,080	0,120	0,150

Удельный расход ВВ на отбойку для достижения заданной степени дробления (диаметр кондиционного куска $d_K = 0,7$ м) может быть определен по формуле, кг/м³

$$q = \frac{\alpha K_d}{q_{BT}^{1,16}} e^{0,0473f}, \quad (9.4)$$

где α - коэффициент, зависящий от трещиноватости руд;

$\alpha = 0,335$ - для руд, разбитых на блоки отдельностей, размеры которых превышают размеры кондиционного куска;

$\alpha = 0,238$ - для руд, рассеченных мелкой сетью трещин;

$\alpha = 0,143$ - для монолитных руд;

K_d - коэффициент, зависящий от диаметра заряда;

$$K_d = \left(\frac{d_3}{0,065} \right)^{0,362},$$

q_{BT} - удельный расход на вторичное дробление

$$q_{BT} = 0,027n, \text{ кг/м}^3;$$

n - выход негабарита, %;

f - крепость руд по шкале проф. Протоdjяконова.

Таблица 9.2.

Расход гранулита АС-8 при отбойке шпурами в очистных забоях с двумя плоскостями обнажения при выемочной мощности 3,5 м [3]

Коэффициент крепости руд	4	4-6	7-8	9-10	11-12	13-14	15-18	19-23
Удельный расход, кг/м ³	0,4	0,53	0,7	0,8	0,89	1,07	1,42	1,7 8

Примечания: 1. При использовании других ВВ данные таблицы умножать на поправочный коэффициент эквивалентного заряда, определяемый по табл.8.2.

2. В забоях с другой выемочной мощностью вводить поправочные коэффициенты, приведенные в табл.9.3.

Таблица 9.3.

Значения поправочных коэффициентов на выемочную мощность

Выемочная мощность, м	Поправочный коэффициент
3,5-5,0 5,0	0,85 0,80

3. Удельный расход ВВ при трех плоскостях обнажения определять с коэффициентом 0,65.

Таблица 9.4.

Удельный расход аммонита 6 ЖВ при отбойке шпурами в очистных забоях с двумя плоскостями обнажения при выемочной мощности 2,5-3,5 м [3]

Коэффициент крепости руд	4	4-6	7-8	9-10	11-12	13-14	15-18	19-20
Удельный расход, кг/м ³	0,5	0,6	0,8	0,9	1,0	1,2	1,6	2,0

Примечания: 1. При использовании других ВВ данные таблицы умножать на поправочный коэффициент, определяемый по табл.8.2.

2. В забоях с другой выемочной мощностью вводить поправочные коэффициенты, приведенные в табл.9.5.

Таблица 9.5.

Значения поправочных коэффициентов на выемочную мощность

Выемочная мощность, м	Поправочный коэффициент
2,5	1,5
2,5-3,5	1,0
3,6-5	0,85
5	0,8

3. Удельный расход ВВ при трех плоскостях обнажения определять с коэффициентом 0,65.

Таблица 9.6.

Удельный расход гранулита АС-8 при отбойке руды скважинами [3]

Коэффициент крепости руд	2-3	4-6	7-9	10-14	15-18	19-20
Удельный расход, кг/м ³	0,3	0,5	0,8	1,0	1,4	1,8

Таблица 9.7

Удельный расход аммонита 6- ЖВ при отбойке руды скважинами [3]

Коэффициент крепости руд	4	7-8	9-10	11-12	13-14	15-18	19-20
Удельный расход, кг/м ³	0,3	0,6	0,8	0,9	1,1	1,3	1,6

Примечания: При использовании других ВВ данные табл.9.5, 9.6 умножить на поправочный коэффициент, определяемый по табл.8.2.

Расчитанные параметры сетки расположения зарядов необходимо обязательно скорректировать с размерами очистного забоя или отбиваемого слоя (объема) руды. Для скорректированных параметров расчетным путем или графически определяются общие и удельные объемы работ, трудовые затраты на бурение и зарядание при отработке отдельных элементов и в целом по блоку, выход руды с 1 м шпура или скважины, фактических расходов ВВ и СВ, буровой стали и буровых коронок (пневмоударников), электроэнергии, сжатого воздуха.

При отбойке руды шпурами или параллельными скважинами при определении объема работ по бурению и заряданию расчетным путем исходят из фактического количества шпуров или скважин на забой или отбиваемый слой, их длины и коэффициента зарядания.

При веерном расположении скважин суммарную длину скважин и зарядов в отбиваемом слое можно определить по формулам:

$$\sum l_{скв} = \frac{Vq}{PK_3}, \quad (9.5)$$

$$\sum l_{зар} = \frac{Vq}{P}, \quad (9.6)$$

где V - объем отбиваемого слоя, м³ ;

P - фактическая вместимость 1 м скважины при данном способе зарядания, кг/м;

K₃ - коэффициент зарядания, который в этом случае равен K₃ = 1 / B0,28 ;

B - ширина отбиваемого слоя, м.

При отсутствии данных по действующим нормам выработки и расхода материалов на рудниках, где проходила производственная практика, для определения трудоемкости работ необходимо исходить из ЕНИР [5], а расхода буровой стали и бурового инструмента - из норм технологического проектирования (табл.9.8 - 9.12).

Таблица 9.8

Стойкость буровых коронок, армированных твёрдыми сплавами ВК 8В, ВК 11 В, ВК 15 [3]

Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову	Стойкость коронки, м	
	На одну заточку	Общая
6	48	336
7-9	35	245
10-12	19	133
13-15	10	70
16-18	6	42
19-20	3	21

Примечание: Расход высоколегированной стали марок 28ХГНЗМ и 30ХГСА принимать с коэффициентом 0,4-0,6.

Таблица 9.9

Расход буровой стали марки 55 С-2 [3]

Перфораторы	Расход буровой стали на 1 000 м шпура при крепости пород, кг				
	4-6	7-9	10-14	15-18	19-
Ручные	35	60	116	190	335
Телескопные	30	42	85	160	265
Штанговое бурение	167	210	305	460	650

Таблица 9.10

Стойкость буровых долот [3]

Коэффициент	Стойкость долот, м
-------------	--------------------

крепости пород по М.М Протодяконову	На одну заточку	Общая
6	16	80
7-9	11	55
10-12	8	40
13-15	6	30
16-18	4	26
19-20	2	14

Таблица 9.11.

Стойкость буровых штанг [3]

Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову	Стойкость штанг при диаметре скважины, мм			
	50-60	60-70	105	145
4-8	240-	75-90	300-360	240-
8-12	290	60-75	300	160-240
12-16	190-	40-60	100-160	100-
16-20	240	15-40		120
	130-			15-

Таблица 9.12

Износостойкость погружных пневмоударников [3]

Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову	Стойкость пневмоударников при диаметре скважин, мм		
	105	125	150
4-12	480-560	400-	1300-1500
8-12	480	330-400	1000-1300
12-16	250-330	900-1000	360-440
16-20		670-900	275-360

9.2. Выпуск и доставка руды

Для принятой технологической схемы и последовательности отработки блока или панели рассчитывается процесс выпуска и доставки. При системах этажного и подэтажного обрушения с донным выпуском руды устанавливается доза и составляется планограмма выпуска. При этих же схемах с послонной отбойкой на зажимающую среду и торцевом выпуске руды, а также при системах с magazинированием устанавливаются объемы частичного и полного выпуска руды. Рассчитывается или принимается по данным практики или ЕНИР [5] производительность доставочного оборудования по стадиям очистных работ и с учетом затрат на вторичное дробление и ликвидацию завесаний определяются общие и удельные затраты труда на выпуск и доставку руды. Устанавливаются расчетом расход электроэнергии и сжатого воздуха. По данным практики или нормам технологического проектирования [3] устанавливается расход горюче-смазочных материалов и шин, расход канатов и стали (табл. 9.13 и 9,14).

Таблица 9.13.

Расход канатов [3]

Тип скрепера	Расход канатов на 1000 т руды при вместимости скрепера в м ³ , кг				
	0,25	0,4	0,6	1,0	1,6
<u>Гребковый</u>					
Сварной	72	60	39	21,6	14,
Литой	35	29	18,9	10,5	7,0
<u>Шарнирный</u>					

Сварной	40	33	21,9	12	8
Литой	22	18,4	П,9	6,6	4,4

Таблица 9.14.

Тип скрепера	Вместимость скрепера, м ³				
	0,25	0,4	0,6	1,0	1,6
<u>Гребковый</u>					
Сварной	56	46,5	30,2	16,8	11,2
Литой	13,6	11,3	7,3	4,1	2,7
<u>Шарнирный</u>					
Сварной	53	44	28,6	15,9	10,6
Литой	21,4	17,8	11,6	6,4	4,3

9.3. Управление горным давлением

Крепление

В зависимости от принятого способа крепления рассчитываются [21] или принимаются по аналогии параметры и плотность установки крепи. Определяется расход материалов, общие и удельные трудовые затраты на крепление. Последние устанавливаются по нормам выработки или времени на отдельные виды работ согласно ЕНИР [5] или данным практики.

Закладка выработанного пространства

Для принятых конструктивных размеров, технологии и порядка отработки блока выбирают вид закладки, а в случае твердеющей закладки определяется нормативная прочность и ее состав [25]. Устанавливается объем, порядок и способ размещения ее в выработанном пространстве или способ возведения искусственного массива.

При послойном заполнении выработанного пространства сухой закладкой или твердеющими смесями с размещением ее в слое доставочным или транспортным оборудованием объемы работ, удельные трудовые затраты, расход материалов и энергии определяются исходя из параметров слоя, состава закладки, производительности принятого оборудования и профессиональной характеристики выполняемых работ.

Заполнение выработанного пространства гидравлической и твердеющей закладкой обычно выполняется специализированными участками, и затраты на подготовку материалов и их размещение выносятся отдельной статьей в рудничных или шахтных расходах. В этом случае определяются трудовые и материальные затраты на возведение перемычек и бурение закладочных скважин. Конструкция и параметры перемычек могут быть определены по методике, изложенной в работе [25].

Обрушение вмещающих пород

При необходимости принудительного обрушения вмещающих пород объемы работ, материальные и трудовые затраты устанавливаются исходя из создания требуемой толщины предохранительной подушки [9] и параметров буровзрывных работ.

10. Организация работ в блоке или панели

Расчет организации работ в блоке включает определение необходимого оборудования и продолжительности производственных процессов очистной выемки, построение календарного плана отработки и определение его производительности, расчет необходимого количества блоков или панелей для обеспечения заданной производственной мощности рудника или шахты.

10.1. Расчет продолжительности производственных процессов очистных работ

Продолжительность выполнения производственных процессов и операций t_i при отработке отдельных элементов или стадий работ определяется объемом работ по этим процессам V_i , производительностью P_i , количеством n_i оборудования или рабочих, одновременно занятых на выполнении данного вида работ, чел.смену

$$t_i = \frac{V_i}{P_i n_i K_i}, \quad (10.1)$$

где $K_i=0,8-1,0$ - коэффициент снижения производительности по организационно-техническим причинам.

Устанавливая количество оборудования*, находящегося в одновременной работе по выполнению каждого из процессов, и определяя продолжительность их выполнения, необходимо руководствоваться следующим:

- 1) количество оборудования в одновременной работе должно соответствовать фронту работ и обеспечивать максимально возможное его использование;
- 2) суммарные производительности каждого из видов оборудования на очистных работах должны быть близки или равны между собой.

При определении количества оборудования в блоке по каждому из видов работ за основу обычно принимают производительность оборудования на выпуске и доставке руды. Здесь в одновременной работе, как правило, находится одна установка или машина по погрузке и доставке руды. Две единицы погрузочно-доставочного оборудования можно принимать в случаях:

- 1) самоходное оборудование - если выпуск руды ведется одновременно в двух выработках доставки или продолжительность движения с учетом разгрузки погрузочно-доставочной машины кратна или равна продолжительности ее погрузки;

*Скреперные и вибродоставочные установки, конвейеры и люки устанавливаются в каждой выработке выпуска и доставки, но не находятся в одновременной работе.

- 2) скреперные установки - при достаточной площади блока под выпуском руды, приходящейся на выработку выпуска и доставки, и если она оборудована двумя скреперными установками;
- 3) люки и вибрационные установки - при достаточной площади под выпуском руды и расстоянии между погрузочными установками, кратными длине вагонетки или при использовании специальных вагонов.

10.2. Построение календарного плана отработки блока

Календарный план составляется для определения времени подготовки, нарезки и очистной выемки в блоке или панели.

Исходными данными для составления служат вычисленные объемы и продолжительности отдельных видов и стадий работ в блоке.

Составление календарного плана начинается с окончательного установления последовательности и очередности развития подготовительно-нарезных и очистных работ в блоке, а также возможного их совмещения во времени. При определении времени на очистные работы следует учитывать время на твердение(усадку) закладки при некоторых системах разработки с закладкой.

Оформление календарного плана осуществляется в форме графика (табл.10.1).

10.3. Расчет потребного количества блоков по стадиям работ для обеспечения заданной производительности

Количество блоков, находящихся в одновременной отработке, устанавливается исходя из средней производительности блока, шт.

$$n = \frac{KA}{12P_{БЛ}}, \quad (10.2)$$

где $K=1,15-2,0$ - коэффициент резерва блоков;

A - заданная годовая производственная мощность рудника (шахты), т ;

$P_{БЛ}=Q_{рм}/t_{бл}$ - производительность блока, т/мес;

$Q_{рм}$ - количество добываемой из блока руды, т;
 $t_{бл}$ - общая продолжительность отработки блока, мес.

В нормальную стадию отработки месторождения должен соблюдаться принцип равенства подготавливаемых, нарезаемых и обрабатываемых запасов. Согласно этому принципу количество блоков по стадиям работ определяют из соотношений, шт:

в стадии очистных работ

$$n_0 = n \frac{t_0}{(t_0 + t_n + t_H)}, \quad (10.3)$$

в стадии подготовительных работ

$$n_{II} = n_0 \frac{t_n}{t_0}, \quad (10.4)$$

в стадии нарезных работ

$$n_H = n_0 \frac{t_H}{t_0}, \quad (10.5)$$

где t_0 , t_n , t_H - продолжительность очистных, подготовительных и нарезных работ в блоке соответственно, мес.

Таблица 10.1

Примерный график календарного плана отработки блока

Наименование работ	Объём работ на блок, м (т)	Скорость проведения выработок, м/мес	Количество добываемой руды из отдельных выработок, т	Продолжительность проведения выработок и отработки отдельных	ГОДЫ
					1; 2
					МЕСЯЦЫ
					1:2:3:4:5:6:7: 8: 9: 10: 11: 12
1. Подготовительные работы: орт восстающий и т.д.					
2. Нарезные работы: штрек подсечки буровой штрек дучки и т.д.					
3. Очистные работы: отрезная щель подсечка выемка камерных запасов выемка целиков и т.д.					

Количество необходимого оборудования следует определять исходя из производительности рудника, участка, панели, блока, сменной производительности оборудования, а также организации работ и возможностей проветривания. При определении списочного парка технологического оборудования необходимо учитывать коэффициент использования оборудования по календарному фонду времени, который должен быть не менее 0,3 при двухсменном и 0,45 при трехсменном режимах работы.

11. ВОПРОСЫ БЕЗОПАСНОСТИ РАБОТ

Рассматриваются основные вопросы обеспечения нормальных санитарно-гигиенических условий при ведении очистных работ.

Принятые решения должны соответствовать требованиям "Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом" [6].

12. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПО СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

Выполненные расчеты параметров и показателей производственных процессов по стадиям работ являются основой для определения технико-экономических показателей для принятой системы разработки. Определяя показатели в целом по блоку или панели, необходимо руководствоваться следующим:

1) производительность труда забойного рабочего может быть определена исходя из суммарных общих или удельных трудовых затрат, т/чел. смену

$$P_3 = \frac{Q_{p.m}}{\sum R_i} = \frac{1}{\sum r_i}, \quad (12.1)$$

где R_i , r_i , - общие и удельные трудовые затраты по каждому из производственных процессов подготовительно-нарезных и очистных работ;

2) расходы материалов и энергии представляют собой сумму удельных расходов по каждому из процессов подготовительно-нарезных и очистных работ;

3) удельные расходы по каждому из процессов, если отработка блока включает несколько стадий и выполняется с различными параметрами этих процессов должны представлять собой средневзвешенные значения этих расходов.

$$q = \frac{\sum \alpha_i Q_{pm}^i}{Q_{pm}}, \quad (12.2)$$

где α_i - значение искомого показателя при отработке элемента (стадии) блока;

Q_{pm}^i - количество руды, добываемой из этого элемента.

Результаты расчета технико-экономических показателей сводятся в табл. 12.1 и выносятся на лист.

Таблица 12.1

Основные технико-экономические показатели

Наименование показателя	Единица измерения	Значение показателя	
		По проекту	Достигнутый на руднике
1. Годовая производительность рудника (шахты)	тыс.т		
2. Количество рабочих дней в году	дн		
3. Суточная добыча	тыс. т		
4. Количество блоков в одновременной отработке: в том числе: А) в подготовке; Б) в нарезке; В) в очистной выемке	шт.		
5. Количество добываемой руды из блока	тыс.т		
6. Потери руды	%		
7. Разубоживание	%		
8. Объём подготовительно – нарезных работ на 1000 т руды	м ³ /1000 т		
9. Производительность блока	т/мес		
10. Производительность труда: а) забойного рабочего; б) на очистных работах	т/смену		
11. Расход материалов: а) ВВ; б) выход руды с 1 м скважин; в) буровой стали на 1000т;	кг/т кг/м ³ т/м кг/1000т		

г) леса	м ³ /т		
Расход электроэнергии	кВт. ч		
Расход сжатого воздуха	м ³ /т		

13.ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В этом разделе необходимо дать анализ технико-экономических показателей, объяснить за счёт чего они достигнуты, и сделать чёткие выводы о технической и экономической целесообразности применения предусмотренной в проекте системы разработки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Горная графическая документация Государственный комитет СССР по стандартам, М., 1983.
2. ГОСТ 2.105-95. ЕСКД. Общие требования к текстовым документам.
3. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки. ВНТП-13-2-93. С.-П., 1993.
4. Единые правила безопасности при взрывных работах ПБ 13-407-01. М., 2001.
5. Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горно-проходческие и нарезные горные работы для шахт и рудников горно-добывающей промышленности. М., 1980.
6. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом М.: НПО ОБТ, 1996.
7. Правила технической эксплуатации рудников, приисков шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. М.:Недра, 1983.
8. Типовые методические указания по нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче: Сборник руководящих материалов по охране недр. М.,Недра, 1973.
9. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ. М.: Недра, 1984.
10. Слацилин И.Т. Выбор и оценка систем разработки для подземных рудников: Учеб.пособие. Свердловск :УПИ, 1977.
11. Шестаков В.А, Проектирование рудников. М.:Недра, 1987.
12. Методические рекомендации к выбору основного технологического оборудования для очистных работ при подземной разработке рудных месторождений/ИПКОН АН СССР. М., 1986.
13. Скорняков Ю,Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин. М.:Недра, 1986.
14. Баранов А.О.Расчёт параметров технологических процессов подземной добычи руд.М.:Недра, 1985.
15. Панин И.М., Ковалёв И.А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. М: Недра, 1984.

16. Калмыков В.Н., Меркулов А.Н. Расчёт междукамерных целиков: Учеб.пособие. Свердловск: УПИ, 1977.
17. Галаев Н.З., Иванов А.А. Управление горным давлением при разработке рудных месторождений системами с открытым очистным пространством. Л.:Изд-воЛПИ, 1986.
18. Куликов В.В. Выпуск руды. М: Недра, 1980.
19. Агошков М.И., Малахов Г.М. Подземная разработка рудных месторождений. М.:Недра, 1986.
20. Терпогосов З.А. Основание блоков и механизация выпуска руды. М.,:Недра, 1977.
21. Борщ-Компониец В.И., Макаров А.Б. Горное давление при отработке пологих рудных залежей. М.:Недра, 1986.
22. Байконуров О.А., Филимонов А.Т, Калошин С.Г. Комплексная механизация подземной разработки руд. М.:Недра, 1980.
23. Мельников Н.И. Анкерная крепь. М.:Недра, 1980.
24. Справочник по горно-рудному делу/Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. М.:Недра, 1983.
25. Справочник по закладочным работам в шахтах/Под ред. Д.М. Бронникова, М.Н. Цыгалова. М.:Недра, 1989.
26. Купфер Г.В. Организация и планирование горного производства/Методическое указание к курсовой работе для студентов специальности 0902.: Магнитогорск, 1999.
27. Именитов В.Р. Системы разработки рудных месторождений.М.:МГГУ,2000.