

**НЕКОММЕРЧЕСКОЕ АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
«КАРАГАНДИНСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ
АБЫЛКАСА САГИНОВА»**

Кафедра «Разработка месторождений полезных ископаемых»

Методические указания

Технология и организация горной промышленности

для обучающихся по образовательной программе

6B04107 – «Экономика промышленности»

Караганда 2023

Содержание

Введение	4
Организация выполнения курсового проекта.....	4
Содержание курсового проекта	4
Методические указания по выполнению курсового проекта	6
1 Анализ горно-геологических и горнотехнических условий месторождения	6
2 Мощность шахты. Режим работы	7
3 Механизация очистной выемки и нагрузка на забой	8
4 Способ подготовки шахтного поля и система разработки угольных пластов	11
5 Группирование пластов по очередности отработки и определение нагрузки на пласты.....	13
6 Вскрытие шахтного поля	14
Литература.....	21
Приложение 1. Стоимостные параметры.....	22

Введение

Теоретической базой для выполнения практической работы являются знания, полученные при изучении курса “Технология и организация горной промышленности”.

Работа над курсовой работой развивает навыки самостоятельной творческой работы студентов, позволяет подготовиться к выполнению дипломного проекта. Выполнение практической работы должно способствовать закреплению, углублению и обобщению знаний, полученных студентами при изучении данной дисциплины. При выполнении практической работы необходимо принимать передовые решения, соответствующие техническому прогрессу в горно-добывающей промышленности, руководствоваться существующими нормами проектирования, документами по технике безопасности и технической эксплуатации.

Организация выполнения практической работы

Задание выдается в начале семестра преподавателем, ведущим данный курс. На занятиях и консультациях студентам дается методика выполнения практической работы, рекомендуется справочный материал и необходимая литература.

Законченная курсовая работа защищается перед комиссией кафедры, которая оценивает качество выполнения и защиты. Защищенный проект сдается на кафедру для хранения. При неудовлетворительной оценке проект возвращается на доработку.

Содержание практической работы

Курсовая работа включает пояснительную записку сжатого и ясного текста в пределах 30-40 страниц с необходимыми эскизами, схемами и таблицами, которая выполняется на листах формата. Графическая часть содержит принятый вариант вертикальной схемы вскрытия шахтного поля, систему разработки одного из пластов с необходимыми разрезами и таблицу технико-экономических показателей по проекту.

Пояснительная записка должна включать следующие разделы.

Введение

Основные направления и задачи развития горно-добывающей промышленности республики и бассейна, цели и задачи, решаемые при выполнении курсового проекта.

1 Анализ горно-геологических и горно-технических условий месторождения

Положение угленосной толщи в стратиграфическом разрезе. Краткая характеристика тектоники шахтного поля. Выдержанность элементов залегания и строения пластов. Характеристика угольных пластов. Характеристика основных пока-

зателей качества угля. Гидрогеология, газоносность, выбросоопасность участка месторождения. Границы и размеры шахтного поля. Балансовые запасы шахтного поля. Обоснование потерь и промышленных запасов.

2 Мощность шахты. Режим работы

Установление мощности шахты с учетом промышленных запасов шахтного поля и срока службы шахты. Режим работы шахты.

3 Механизация очистной выемки и нагрузка на забой

Выбор способа механизации очистной выемки и расчет нагрузки на очистные забои по пластам.

4 Способ подготовки шахтного поля и система разработки угольных пластов

Обоснование и выбор способа подготовки и системы разработки по одному из пластов свиты. Основные параметры подготовки шахтного поля и системы разработки пластов (размеры выемочных полей, длина лав, размеры этажей, панелей, горизонтов.).

5 Группирование пластов по очередности отработки и определение нагрузки на пласты

Группирование пластов по очередности их отработки, распределение очистных забоев по пластам, определение нагрузки на пласты. Мощность шахты по товарному углю.

6 Вскрытие шахтного поля

Конкурентоспособные варианты схем вскрытия, их описание и технологический анализ. Места заложения вскрывающих выработок. Основные параметры схем вскрытия (сечение выработок и их длина, запасы этажей, выемочных полей, горизонтов и др.).

Расчет затрат по вариантам схем вскрытия. Выбор рационального варианта схемы вскрытия.

Методические указания по выполнению практической работы

1 Анализ горно-геологических и горнотехнических условий месторождения

В разделе приводится описание тектоники шахтного поля, элементов залегания и строения пластов, гидрогеологии, газоносности, выбросоопасности, границ и размеров шахтного поля.

Часть горно-геологических данных представляется в виде таблиц:

- характеристика угольных пластов (таблица 1);
- балансовые запасы шахтного поля, обоснование потерь и промышленных запасов (таблица 2)

Таблица 1 Характеристика угольных пластов

Индексы пластов	Среднединамическая мощность пласта, м	Плотность угля, т/м ³	Производительность пласта, т/м ²	Расстояние до вышележащего пласта, м
1				
2				
...				
<i>n</i>				

Здесь *n* – число пластов в свите.

Балансовые запасы по каждому пласту Q_{Bi} в пределах шахтного поля рассчитываются по формуле:

$$Q_{Bi} = L H m \gamma,$$

где L, H – размеры шахтного поля соответственно по простиранию и по падению, м;

m – среднединамическая мощность пласта, м;

γ – плотность угля, т/м³.

Общие балансовые запасы шахтного поля определяются как сумма балансовых запасов всех пластов, принятых к отработке.

Промышленные запасы определяются путем вычитания из балансовых запасов проектных потерь, которые принимаются в следующих пределах (в %% от балансовых запасов):

- эксплуатационные потери (6 - 8 %);
- общешахтные – потери в предохранительных целиках (5 - 9 %);
- горно-геологические, т.е. связанные с горно-геологическими нарушениями (5 - 9 %).

Общие потери должны быть не более 20 %.

Таблица 2 Балансовые запасы шахтного поля, обоснование потерь и промышленных запасов

Ин- дексы пла- стов	Балансовые запасы, млн.т	Проектные потери, млн.т			Всего потерь, млн.т	Промыш- ленные за- пасы, млн.т
		в предохра- нительных целиках	по горно- геологическим условиям	эксплуа- тацион- ные		
1						
2						
...						
<i>n</i>						
Итого: млн.т %						

Расчет потерь и промышленных запасов производится по каждому из пластов, принятых к разработке в пределах рассматриваемого шахтного поля, а затем суммируются по всему шахтному полю.

2 Мощность шахты. Режим работы

При обосновании мощности шахты следует руководствоваться следующими положениями:

- мощность шахты должна быть не менее 1.5 млн. т/год и быть равной типовой (табл. 3):

Таблица 3 Типовые мощности угольных шахт

Суточная мощность шахты, т	5000	6000	7000	8000	10000	12000
Годовая мощность шахты, млн. т	1,5	1,8	2,1	2,4	3,0	3,6

- срок службы шахты должен быть не менее 50-60 лет.

Срок нормальной работы шахты (T_H , лет) и годовая производственная мощность шахты (A_G , млн.т/год) связаны выражением:

$$T_H = \frac{Q_{II}}{A_G}, \text{ лет.} \quad (1)$$

Здесь Q_{II} – промышленные запасы шахтного поля, млн. т.

Полный срок службы шахты (T_{II} , лет) определяется по формуле:

$$T_{II} = T_H + t_{P3}, \text{ лет,} \quad (2)$$

где t_{P3} – время, необходимое на освоение шахтой производственной мощности и на свертывание добычи. Определяется по формуле:

$$t_{P3} = 1,6 + 1,3A_G, \text{ лет.} \quad (3)$$

Значение t_{pz} округляется до целого в большую сторону.

Для определения мощности составляется таблица 4. Из таблицы 4 принимается такая мощность шахты, которой соответствует полный срок службы шахты, находящийся в пределах 50..60 лет.

Таблица 4 Обоснование мощности шахты

A_G , млн.т/год	1,5	1,8	2,1	2,4	3,0	3,6
$T_H = \frac{Q_{II}}{A_G}$, лет						
$t_{pz} = 1,6 + 1,3A_G$, лет						
$T_{II} = T_H + t_{pz}$, лет						

Режим работы шахты принимается в соответствии с действующими нормами и законодательными актами. При проектировании принимается для шахты 300 рабочих дней в году, в условиях сверхкатегорийных шахт длительность рабочей смены для подземных рабочих 6 часов, для рабочих поверхности – 8 часов.

3 Механизация очистной выемки и нагрузка на забой

По каждому пласту определяются способы механизации очистной выемки и рассчитываются нагрузки на очистные забои. При выборе технологии следует ориентироваться на комплексную механизацию и автоматизацию работ в очистном забое, предусматривать применение наиболее прогрессивных видов оборудования, обеспечивающего высокие технико-экономические показатели и безопасность труда.

Таблица 5 Механизированные крепи для угольных пластов

Тип крепи	Вынимаемая мощность пласта, м; от...до	Площадь поперечного сечения лавы, свободная для прохода воздуха, м ²
М 147 (Россия)	1,1-2,6	$S = 0,6m + 2,6$
М 138 (Россия)	1,2-2,6	$S = 1,9m + 0,7$
М 146 (Россия)	1,1-2,6	$S = 1,2m + 1,7$
МКД-90Т (Россия)	0,8-2,0	$S = 0,7m + 2,1$
М 144 Б (Россия)	1,65-5,2	$S = 0,85m + 3,7$
М 174 (Россия)	1,3-5,5	$S = 1,5m + 0,8$
КМК (Россия)	1,0-5,0	$S = 1,55m + 0,9$
УКП 5 (Каргормаш)	2,9-5,2	$S = 2,0m - 0,8$
Глиник (Польша)	1,2-5,3	$S = 1,7m + 0,2$
Фазос (Польша)	1,7-5,2	$S = 1,2m + 2,9$
Польтех (Польша)	0,8-4,0	$S = 2,1m - 0,6$
ДБТ 4 (Германия)	1,2-5,2	$S = 1,4m + 2,0$

Выбор механизированного комплекса необходимо начинать с крепи, которая подбирается по мощности и углу падения пласта (таблица 5). Для каждого комплекса предусматривается определенный тип выемочной машины (таблица 6). Однако конструкции крепи и конвейера допускают применение нескольких видов комбайнов, поэтому для конкретных горно-геологических условий выбор выемочной машины (узкозахватного комбайна) производится на основе анализа вынимаемой мощности, угла падения и сопротивляемости угольного пласта резанию.

Таблица 6 Узкозахватные комбайны для выемки угольных пластов

Тип комбайна	Вынимаемая мощность, м; от...до	Ширина захвата, м	Скорость подачи, м/мин
1	2	3	4
КВП 1 (Россия)	0,8...1,6	0,8	14
К-85 (Россия)	0,85...1,9	0,8	5
ГШ-200 (Россия)	1,05...1,5	0,8	5
КА-80 (Россия)	0,7...1,25	0,8	5,2
К 103 (Россия)	0,5...1,43	0,8	5,2
К10ПМ (Россия)	1,1...2,5	0,8	8,0
РКУП 13 (Россия)	1,25...2,19	0,63	5,0
РКУП 16 (Россия)	1,6...2,6	0,63	7,0
КВП 2 (Россия)	1,0...3,5	0,8	15,0
КВП 3 (Россия)	2,5...5,0	0,63; 0,8	7
К 10 (Россия)	1,25...3,1	0,63; 0,8	7,0
К 88Э (Россия)	1,3...3,0	0,8	8,6
К 300 “Кузбасс” (Россия)	1,35...2,6	0,8	8,0
К 500 “Кузбасс” (Россия)	1,5...3,5	0,8	10,0
К 800 “Кузбасс” (Россия)	2,2...5,1	0,63	5(10)
Кузбасс 500 (Россия)	1,6...3,5	0,63	6,0
КСП (Россия)	2,8...5,0	0,63	8
1КШЭУ (Россия)	2,2...4,5	0,63	8
SLN 300 (Германия)	1,2...1,7	0,9	14,0
EDW 230-2LN (Германия)	1,3...2,1	0,8	10,8
EDW-230-2L-2W (Германия)	1,6...3,7	0,8	10,5
SL 300 (Германия)	1,4...2,5	0,8	18,0
SL 500 (Германия)	2,0...5,3	0,63	18
KWB-3RNS/160 (Польша)	1,4...2,2	0,63	7,4
KSW/E 620 ZZM (Польша)	1,7...3,85	0,8	15,6
KGS 285 “Фамур” (Польша)	1,25...2,5	0,63	11,5
KSE 700 “Фармур” (Польша)	1,5...3,6	0,8	16,0
KSE 750 “Фамур” (Польша)	1,5...3,3	0,8	16
RGE 800 “Фамур” (Польша)	2,0...5,3	0,8	9

Выбор схемы работы комбайна обосновывается анализом горнотехнических условий. Челноковая схема работы комбайна принимается на пластах мощностью до 2,7 м. На пластах большей мощности следует применять выемку уступами

(сначала верхний, а при обратном ходе – нижний уступ). При значительном отжи-
ме угля возможно применение односторонней схемы работы комбайна с зачисткой
лавы при обратном ходе.

С учетом выбранного очистного комбайна техническая нагрузка на очистной
забой (A_T) определяется по формуле:

$$A_T = n(T - t_{ПЗ})mr\gamma vk_{CP}k_M, \text{ т/сутки}, \quad (4)$$

где n – число смен работы очистного забоя по добыче в сутки, $n = 3$, а для вы-
сокопроизводительной и сложной техники может $n = 2$;

T – продолжительность смены, мин;

$t_{ПЗ}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин;

$t_{ПЗ} = 15$ мин;

m – вынимаемая мощность пласта, м;

r – ширина захвата исполнительного органа очистного комбайна, принимае-
мая из его технической характеристики (таблица 6), м;

γ – плотность угля, т/м³;

v – скорость подачи очистного комбайна, м/мин; $v = (0,75..0,80) v_T$;

v_T – технически возможная скорость подачи комбайна, принимаемая из его техни-
ческой характеристики (таблица 6);

k_{CP} – коэффициент, учитывающий схему работы комбайна: при челноковой
схеме работы $k_{CP} = 1,0$, при уступной и односторонней $k_{CP} = 0,8$;

k_M – коэффициент машинного времени, $k_M = 0,4..0,45$.

Расчет нагрузки на очистной забой по условиям проветривания производится
по формуле:

$$A_{П} = \frac{864v_B s d k_{ВП}}{q_{Л}}, \text{ т/сутки}, \quad (5)$$

где v_B – допустимая по ПБ скорость движения воздуха в лаве, $v_B = 4$ м/сек;

s – площадь поперечного сечения лавы, свободная для прохода воздуха,
принимаемая по технической характеристике механизированной крепи (таблица
5), м²;

d – допустимая по ПБ концентрация метана в исходящей струе, $d = 1$ %;

$k_{ВП}$ – коэффициент, учитывающий движение части воздуха за призабойной
частью выработанного пространства, $k_{ВП} = 1.2..1.3$;

$q_{Л}$ – относительное метановыделение в исходящую струю воздуха из лавы,
м³/т суточной добычи,

$$q_{Л} = (0.3...0.4) q_{Ш}; \quad (6)$$

$q_{Ш}$ – относительная метанообильность шахты, т/м³.

Из двух вычисленных значений в качестве окончательной нагрузки на забой
принимается наименьшая:

$$A = \min\{A_T; A_{П}\}.$$

Результаты расчетов представляются в таблице 7.

Таблица 7 Результаты расчетов нагрузки на забой

Индексы пластов	Механизированный комплекс	Комбайн	Нагрузка на забой, т/сутки
1			
2			
...			
<i>n</i>			

4 Способ подготовки шахтного поля и система разработки угольных пластов

На основе анализа горно-геологических условий шахтного поля рассматривается возможность применения этажного, панельного или погоризонтного способов подготовки шахтного поля, приводятся достоинства и недостатки каждого из способов и окончательно выбирается наиболее рациональный.

При угле падения пласта до 12^0 предпочтительно применять погоризонтный способ подготовки шахтного поля. При угле падения пласта более 12^0 применяются этажный или панельный способы подготовки. Панельному способу подготовки отдается предпочтение в том случае, если размер шахтного поля по простиранию более 6..7 км и когда в пределах одного пласта необходимо разместить не менее 3..4 очистных забоев для достижения необходимой производственной мощности шахты. Во всех других случаях применяют этажный способ подготовки шахтного поля.

С учетом выбранного способа подготовки шахтного поля для конкретного пласта назначаются не менее двух возможных вариантов систем разработки, анализируются их технологические достоинства и недостатки для данных горно-геологических условий и принимается наиболее приемлемый вариант системы разработки.

Так, например, при погоризонтном способе возможны системы разработки с выемкой столбов по падению или по восстанию, одинарными или спаренными лавами, с повторным использованием транспортной выработки для вентиляции или проходкой выработки для вентиляции вприсечку. При этажном способе подготовки шахтного поля можно рассмотреть варианты с делением или без деления этажа на подэтажи, системы разработки с доставкой на задний или передний бремсберг и другие. При панельном способе подготовки можно рассмотреть варианты с делением яруса на подъярусы или без деления.

Обосновываются основные параметры подготовки шахтного поля (размеры выемочных полей, длина лав, размеры этажей, панелей, горизонтов.).

Длину очистного забоя ($L_{л}$) следует принимать с учетом следующих рекомендаций:

- при разработке пластов средней мощности с применением механизированных крепей и узкозахватных комбайнов принимать длину лавы в пределах 300...350 м;
- при разработке пластов мощностью более 3,0 м с применением механизированных крепей и узкозахватных комбайнов принимать длину лавы в пределах 250...300 м;
- при разработке пластов с применением механизированных крепей и стругов принимать длину лавы в пределах 350...400 м.

При этажном способе подготовки наклонная высота этажа определяется по формуле:

$$h_{\text{э}} = n_{\text{п}} L_{\text{л}} + \sum h_{\text{ц}} + \sum h_{\text{в}}, \text{ м}, \quad (7)$$

где $n_{\text{п}}$ – число подэтажей;

$\sum h_{\text{ц}}$ – суммарная ширина целиков или бутовых полос, м;

$\sum h_{\text{в}}$ – суммарная ширина выработок, м.

Количество этажей в шахтном поле $n_{\text{э}} = \frac{H}{h_{\text{э}}}$. Полученное значение $n_{\text{э}}$ округляется до ближайшего целого и корректируется значение $h_{\text{э}}$ и длина очистного забоя $L_{\text{л}}$.

Размеры выемочных полей ($L_{\text{ВП}}$) определяются с учетом размеров шахтного поля и способа его подготовки:

- при погоризонтном способе подготовки при делении шахтного поля на два горизонта размер выемочного поля (столба по падению-восстанию) будет равен $L_{\text{ВП}} = \frac{H}{2}$, где H – размер шахтного поля по падению;
- при этажном способе подготовки размер выемочного поля будет равен $L_{\text{ВП}} = \frac{L}{2}$, где L – размер шахтного поля по простиранию;
- при панельном способе подготовки размер выемочного поля будет равен $L_{\text{ВП}} = \frac{L}{4}$.

Время отработки выемочного поля $T_{\text{ВП}}$, лет:

$$T_{\text{ВП}} = \frac{L_{\text{ВП}} L_{\text{л}} m \gamma}{300 A}, \text{ лет}, \quad (8)$$

где $L_{\text{л}}$ – длина лавы, м;

m – вынимаемая мощность пласта, м;

γ – плотность угля, т/м³;

A – суточная нагрузка на забой, сутки.

Рационально, когда время отработки выемочного поля совпадает с межремонтным периодом работы механизированного комплекса, равным для современного оборудования 1,5..2 лет.

5 Группирование пластов по очередности отработки и определение нагрузки на пласты

Установленная мощность шахты должна подтверждаться горнотехническими возможностями путем группирования пластов по очередности их отработки и определением нагрузки на каждый пласт.

При группировании пластов по очередности их отработки необходимо предусматривать:

- нисходящую отработку пластов;
- интенсивность отработки вышележащего пласта не меньше, чем нижележащего;
- количество одновременно отрабатываемых пластов не более двух-трех.

Таблица 8 Максимально возможные нагрузки на пласты

Индексы пластов	Нагрузка на забой, т/сутки	К-во забоев	Добыча из очистных забоев, т/сутки	Добыча из подготовительных забоев, т/сутки	Нагрузка на пласт, т/сутки
1					
2					
...					
n					

Для определения максимально возможных нагрузок на каждый пласт (таблица 8):

- производится расстановка очистных забоев с учетом выбранного способа подготовки шахтного поля, от которого зависит количество одновременно работающих очистных забоев;
- учитывается попутная добыча, получаемая при проведении подготовительных выработок, которая составляет в зависимости от мощности пласта 5..10 % от нагрузки на очистные забои по данному пласту.

По каждой группе одновременно разрабатываемых пластов суммируются нагрузки на пласт и, таким образом, определяется суточная мощность шахты на каждый период отработки запасов, анализируются полученные результаты и окончательно принимается ближайшая стандартная суточная и годовая мощность проектируемой шахты по рядовому углю $A_{ГР}$:

Определяется резерв добычи по периодам отработки пластов

$$R = \left(\frac{A_{CP}}{A_{CT}} - 1 \right) \cdot 100, \%, \quad (9)$$

где A_{CP} , A_{CT} – соответственно рассчитанная суммарная нагрузка на группу пластов и типовая суточная мощность шахты.

Годовая мощность шахты по товарному углю определяется по формуле:

$$A_{ГТ} = \frac{A_{ГР}}{1,15}. \quad (10)$$

6 Вскрытие шахтного поля

При назначении возможных схем вскрытия для определенных горно-геологических условий учитываются:

- угол падения свиты пластов;
- выбранный способ подготовки шахтного поля;
- размеры шахтного поля;
- мощность наносов или глубина залегания угольных пластов.

Современные нормы проектирования рекомендуют ориентироваться на следующие способы вскрытия:

- одnogоризонтные способы вскрытия с делением шахтного поля на бремсберговую и уклонную части;
- многогоризонтные способы с углубкой вспомогательного ствола с целью обеспечения подачи свежего воздуха в нижнюю часть отрабатываемого горизонта. При этом главный вертикальный ствол может также углубляться для выдачи полезного ископаемого по стволу непосредственного с нижнего уровня горизонта. Если же главный ствол не углубляется, то уголь с нижнего уровня горизонта транспортируется по уклону вверх, а затем выдается по вертикальному стволу;
- в качестве главного ствола может использоваться как вертикальный скиповой ствол, так и наклонный, оборудованный мощной конвейерной установкой.

Из всех возможных вариантов способов вскрытия шахтного поля в заданных горно-геологических условиях выбираются 2 конкурентно способных варианта. Выбранные способы вскрытия подробно описываются с детальным анализом отличительных особенностей каждого варианта.

Для каждого из выбранных вариантов рассчитываются все необходимые параметры.

Глубина ствола определяется по одной из формул:

$$h = h_n + L_{\text{бр}} \cdot \sin \alpha + h_z, \quad (11)$$

где h_z – глубина зумпфа, у скипового ствола 20...40 м, у клетового 7...10 м;

h_n – мощность наносов;

$L_{\text{бр}}$ – наклонная высота бремсберговой части шахтного поля;

α – угол падения свиты пластов.

Глубина углубки

$$h = (H - L_{\text{бр}}) \cdot \sin \alpha, \quad (12)$$

где H – размер шахтного поля по падению.

Объем околоствольного двора

$$V_{\text{од}} = 1.4 \cdot A_{\text{см}} + 85 \cdot q + 10 \cdot V_{\text{с}} + 1700, \quad (13)$$

A_{cm} – суточная мощность шахты, т;
 q – относительная газообильность, м³/т;
 $V_в$ – водоприток воды в шахту, м³/час.

Площади поперечных сечений (S) скиповых стволов определяются с учетом размеров оборудования, работающего в стволе, и в учебных расчетах диаметры стволов в свету принимаются равными 5 м, если годовая мощность шахты не более 2,4 млн.т, и 5,5 м, если годовая мощность шахты более 2,4 млн.т.

Площади поперечных сечений клетевых стволов определяются с учетом количества воздуха, поступающего по стволу (Q)

$$S = \frac{Q}{V_d}, \quad (14)$$

где V_d – максимально допустимая скорость движения воздуха по стволу;
 для грузо-людских стволов 8 м/с, для грузовых 12 м/с;

Q – количество воздуха, поступающего через ствол в шахту, м³/с;

$$Q = \frac{A_{cm} \cdot q \cdot k_p}{864 \cdot d}, \quad (15)$$

k_p – коэффициент, учитывающий утечки и резерв воздуха, $k_p = 1.6 \dots 1.8$;

d – максимально допустимое по ПБ содержание газа в исходящей струе воздуха из шахты, $d = 0,75 \%$.

В вариантах, предусматривающих последующую углубку стволов, сечение стволов необходимо принимать с учетом размещения в пределах поперечного сечения углубочного отделения, т.е. диаметр ствола в свету для сечений, определенных по размеру оборудования или по количеству пропускаемого воздуха, увеличивается на 0.5 м.

Все рассчитанные площади поперечного сечения округляются в большую сторону до ближайшего типового сечения.

Сроки отработки отдельных частей шахтного поля (этажей, панелей, горизонтов) определяются делением запасов этих частей на годовую добычу шахты.

Коэффициент водообильности ω определяется по формуле

$$\omega = \frac{24 \cdot V_B}{A_{cm}}, \quad (16)$$

где V_B – среднечасовой приток воды в шахту, м³/час.

Рациональным местом заложения главного вертикального ствола является точка пересечения откаточного горизонта с пластом, имеющим наибольшую мощность из всех пластов свиты.

Длина капитальных и погоризонтных квершлагов определяется с учетом места заложения стволов и расстояний между пластами.

Выбор рационального способа вскрытия методом сравнения вариантов. Сущность метода:

1) выбор рационального способа вскрытия осуществляется путем экономического сравнения рассматриваемых вариантов;

2) при сравнении вариантов учитываются следующие статьи затрат:

а) капиталовложения первоначальные (до сдачи шахты в эксплуатацию) и будущих лет (после сдачи шахты в эксплуатацию);

б) эксплуатационные расходы на:

- проведение подготовительных выработок;
- поддержание подготовительных выработок;
- ремонт капитальных горных выработок;
- транспорт и подъем угля;
- реновацию капиталовложений;
- водоотлив (при $\omega > 1$).

3) при сравнении вариантов учитываются только те затраты, на которые отличаются рассматриваемые схемы. Одинаковы расходы (проведение одних и тех же выработок равной длины и поперечного сечения, их поддержание, транспорт одинаковых объемов полезного ископаемого на равную длину одинаковыми средствами и др.) не учитываются.

Для удобства по принятым к сравнению вариантам схем вскрытия составляется таблица выработок, которые будут учитываться в дальнейших расчетах (табл. 9).

Таблица 9 Параметры горных выработок по вариантам

Наименование выработок	Количество	Длина, м	Сечение, м ²
Первый вариант			
Второй вариант			

Расчеты первоначальных капитальных затрат сводятся в таблицу 10 по вариантам.

Таблица 10 Первоначальные капитальные затраты

Наименование выработки	Кол-во выработок	Сечение, м ² (объем) м ³	Длина м	Стоимость проведения 1 м (м ³), тнг.	Полная стоимость проведения, тыс. тнг
Первый вариант					
Итого по первому варианту					
Второй вариант					
Итого по второму варианту					

Капитальные затраты будущих лет ($C_{ПР}$) рассчитываются по действующим стоимостным параметрам и приводятся к базовому периоду (базовый период - момент сдачи шахты в эксплуатацию) по формуле

$$C_{ПР} = \frac{C}{(1 + E)^t}; \quad (17)$$

$$K_{ПР} = (1 + E)^t, \quad (18)$$

где C – капиталовложения, рассчитанные по действующим стоимостным параметрам;

E – нормативный коэффициент приведения, $E = 0.08$;

t – период отдаления капиталовложений от базового периода, лет.

Если $t > 20$ лет, то принимается $t = 20$ лет;

$K_{ПР}$ – коэффициент приведения.

Расчеты капиталовложений будущих лет сводятся в таблицу 11 по вариантам.

Таблица 11 Капитальные затраты будущих лет

Наименование выработки	Кол-во выработок	Сечение, м ² (объем) м ³	Длина м	Стоимость проведения 1 м (м ³), тыс.тнг.	Полная стоимость проведения, тыс.тнг	Коэффициент приведения затрат	Стоимость приведенная, тыс.тнг
Первый вариант							
Итого по первому варианту							
Второй вариант							
Итого по второму варианту							

Эксплуатационные затраты на проведение подготовительных горных выработок рассчитываются в том случае, если в сравниваемых вариантах предусматривается применение разных способов подготовки шахтного поля. Если же в сравниваемых вариантах предусматривается применение одинаковых способов подготовки шахтного поля, то объемы проведения подготовительных выработок отличаются незначительно и данная статья затрат может не учитываться. Если эксплуатационные затраты на проведение подготовительных горных выработок рассчитываются, то эти расчеты приводятся в таблице, аналогичной таблице 10.

Тот же порядок расчетов применим и к эксплуатационным затратам на поддержание подготовительных горных выработок. Если эксплуатационные затраты на поддержание подготовительных горных выработок рассчитываются, то эти расчеты приводятся в таблице 12.

Затраты на ремонт капитальных горных выработок. На ремонт капитальных горных выработок ежегодно отчисляется 2.2 % от первоначальной их стоимости. Результаты расчетов затрат на ремонт капитальных горных выработок сводятся в таблицу 13.

Таблица 12

Наименование выработки	Кол-во вырабо- ток	Сечение выработ- ки, м ²	Длина выра- ботки, м	Срок под- держа- ния t, лет	Стоимость поддержа- ния 1 м выработки в год, тнГ	Суммарные расходы на поддержание, тыс.тнГ.
Первый вариант						
Итого по первому варианту						
Второй вариант						
Итого по второму варианту						

Таблица 13

Наименование выработки	Первоначальная стоимость выра- ботки, тыс.тнГ	Срок службы выработки, лет	Отчисления на ремонт, тнГ/год	Общие затраты на ремонт, тыс.тнГ
Первый вариант				
Итого по первому варианту				
Второй вариант				
Итого по второму варианту				

Результаты расчетов затрат на транспорт и подъем полезного ископаемого по каждому варианту сводятся в таблицу 14.

Таблица 14

Наименование выработки	Кол-во транспортируе- мого угля, млн.т	Стоимость транс- портирования 1 т тнГ.	Суммарные расходы на транспортирование, тыс.тнГ.
Первый вариант			
Итого по первому варианту			
Второй вариант			
Итого по второму варианту			

Затраты на водоотлив рассчитываются в том случае, если коэффициент водообильности ω больше 1. Результаты расчетов затрат на водоотлив по вариантам сводятся в таблицу 15.

Таблица 15

Наименование выработки	Кол-во откачиваемой воды, млн.м ³	Стоимость водоот- лива 1 м ³ , тнг.	Суммарные расходы на водоотлив, тыс.тнг.
Первый вариант			
Итого по первому варианту			
Второй вариант			
Итого по второму варианту			

Суммарные затраты по всем статьям сводятся в таблицу 16.

Таблица 16

Статьи расходов	Величина расходов, тыс.тнг.	
	1 вариант	2 вариант
1	2	3
Капитальные вложения на проведение выработок а) в период строительства шахты б) будущих лет		
Итого капитальных вложений, тыс.тнг %%		
Эксплуатационные расходы на: а) проведение выработок б) поддержание выработок в) ремонт капитальных выработок г) транспорт и подъем д) водоотлив		
Итого эксплуатационных расходов, тыс.тнг %%		

Выбор рационального варианта вскрытия шахтного поля зависит от соотношения по вариантам капитальных (K_1 и K_2) и эксплуатационных (\mathcal{E}_1 и \mathcal{E}_2) затрат, рассчитанных в таблице 16.

Если $K_1 > K_2$ и $\mathcal{E}_1 > \mathcal{E}_2$ или $K_1 < K_2$ и $\mathcal{E}_1 < \mathcal{E}_2$ на 5-10 %, то варианты экономически равноценные, так как разность не превышает величины точности расчета. В этом случае рациональный вариант выбирается с учетом технического преимущества одного из вариантов, величины первоначальных затрат и др.

Если $K_1 > K_2$ и $\mathcal{E}_1 > \mathcal{E}_2$ или $K_1 < K_2$ и $\mathcal{E}_1 < \mathcal{E}_2$ более чем на 5-10 %, то экономически выгоднее соответственно II и I варианты.

Если $K_1 > K_2$, а $\mathcal{E}_1 < \mathcal{E}_2$, то выбор рационального варианта производится с учетом срока окупаемости капитальных вложений t_o , который определяется по формуле:

$$t_o = \frac{(K_1 - K_2) \cdot Q_{пп}}{(\mathcal{E}_2 - \mathcal{E}_1) \cdot A} \quad (19)$$

При $K_1 < K_2$, а $\mathfrak{A}_1 > \mathfrak{A}_2$

$$t_o = \frac{(K_2 - K_1) \cdot Q_{\text{ПР}}}{(\mathfrak{A}_1 - \mathfrak{A}_2) \cdot A}, \quad (20)$$

где A – годовая мощность шахты, млн. т;

$Q_{\text{ПР}}$ – промышленные запасы шахтного поля, млн.т.

Если $t_o > 8-10$ лет, то рациональным является вариант, которому соответствует меньшее значение капитальных затрат, а если $t_o < 8-10$ лет, то рациональным является вариант, которому соответствует большее значение капитальных затрат.

ЛИТЕРАТУРА

1. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. М.: Недра, 1986.
2. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. М.: Недра, 1976.
3. Бурчаков А.С. и др. Проектирование шахт, М.: Недра, 1985.
4. Сапицкий К.Ф. и др. Задачник по подземной разработке угольных месторождений. М.: Недра, 1981.
5. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. М.: МУП СССР, 1985.
6. Машины и оборудование для угольных шахт: Справочник./Под редакцией Герасимова В.П. и Хорина В.Н. М.: Недра, 1986.
7. Бурчаков А.С. и др. Процессы подземных горных работ. М.: Недра, 1982.
8. Бурчаков А.С. и др. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. М.: Недра, 1978.
9. Килячков А.П. Технология горного производства: Учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985.

Стоимостные параметры

1. Стоимость проведения горных выработок

Стоимость проведения протяженных выработок

Формула для расчета стоимости проведения протяженных выработок

$$C = b \cdot (c_1 + c_2 \cdot S), \text{ тнг/м}, \quad (\text{П-1})$$

где b – коэффициент, учитывающий стоимость проведения выработки в различные периоды строительства (до сдачи шахты в эксплуатацию или после сдачи);

для вертикальных и наклонных стволов не зависимо от периода строительства $b = 3.06$;

для прочих выработок при их сооружении до сдачи шахты в эксплуатацию $b = 2.01$, после сдачи шахты в эксплуатацию $b = 1.34$;

c_1 и c_2 – эмпирические коэффициенты (табл. П-1) ;

S – площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 ;

Таблица П-1

Вид выработки и крепи	c_1	c_2
Вертикальные стволы	72 700	5130
Наклонные стволы		
сборный железобетон	40 800	4100
металл	31 700	3900
Бремсберги, уклоны и ходки, проводимые по пласту (металл)		
угол наклона до 13 градусов	6200	2500
угол наклона 13 градусов и более	6500	2700
Бремсберги, уклоны и ходки, проводимые по породе (металл)		
угол наклона до 13 градусов	28 200	3700
угол наклона 13 градусов и более	30 500	3500
Квершлаг, полевые штреки (металл)	27 000	3300
Бетон	22 043	5512
Сборный железобетон	40 782	2581
Металл (2 рамы/м)	27 345	3315

Стоимость проведения приемно-отправительных площадок

Формула для расчета стоимости проведения приемно-отправительных площадок

$$C_{nn} = b \cdot c_1 \cdot V_{nn}, \text{ тнг}, \quad (\text{П-2})$$

где b – как для горизонтальных и наклонных выработок;

V_{nn} – объем приемных площадок, м^3 ;

у бремсбергов $V_{nn} = 1600 \dots 1800 \text{ м}^3$; $c_1 = 8348$;

у уклонов $V_{nn} = 2000 \dots 2200 \text{ м}^3$; $c_1 = 7279$.

Стоимость сооружения околоствольного двора

Формула для расчета стоимости сооружения околоствольного двора

$$C_{од} = 21989 \cdot V_{од}, \text{ тнг}, \quad (\text{П-3})$$

где $V_{од}$ – объем околоствольного двора, м³.

2. Стоимость поддержания горных выработок

Стоимость поддержания выработки определяется по формуле:

а) когда длина выработки за период их осуществления не меняется:

$$C_{нод} = r \cdot l \cdot t; \quad (\text{П-4})$$

б) когда производится погашение выработки в процессе ее эксплуатации:

$$C_{нод} = \frac{r \cdot l \cdot t}{2}, \quad (\text{П-5})$$

где l – длина выработки, м;

t – срок поддержания, лет;

r – стоимость поддержания 1 м выработки в год, тнг/м, (табл. П-2)

Таблица П-2

Тип выработки	Расчетная формула
Капитальные и погоризонтные квершлаг	$r = 32 \cdot S - 2$ (П-6)
Полевые штреки и этажные квершлаг	$r = 47 \cdot S - 3$ (П-7)
Бремсберги, ходки, уклоны	$r = 88 \cdot S - 6$ (П-8)

3. Стоимость транспорта полезного ископаемого

Формула для расчета стоимости транспорта полезного ископаемого ленточными конвейерами

$$C_{мп} = \left(a \cdot \frac{L}{A} + \frac{b}{A} - c \cdot L \right) \cdot k_n, \text{ тнг/т}, \quad (\text{П-9})$$

где A – нагрузка на данную выработку, т/сутки;

L – дальность транспортирования, км;

k_n – коэффициент, учитывающий угол наклона выработки:

$$\text{для уклонов } k_n = 1 + 0.003 \cdot \alpha; \quad (\text{П-10})$$

$$\text{для бремсбергов } k_n = 1 - 0.0015 \cdot \alpha; \quad (\text{П-11})$$

α – угол наклона выработки, град.;

a, b, c – эмпирические коэффициенты (таблица П-3).

Таблица П-3

Тип конвейера	Производительность, т/час	a	b	c
1Л100	530	73300	6588	4
2ЛУ100	750	259200	6609	11
КРУ350	830	155520	7322	8
1ЛУ120	1000	154764	7959	8
КРУ350	1200	132526	8024	6

4. Стоимость подъема полезного ископаемого

Формула для расчета стоимости подъема полезного ископаемого двухскиповыми подъемными

$$C_n = \frac{47700}{A_n} + 54 \cdot h + 14, \text{ тнг/т}, \quad (\text{П-12})$$

где A_n – производительность подъема, т/сутки;
 h – высота подъема, км.

5. Ремонт капитальных выработок, зданий и сооружений

Ремонт капитальных горных выработок, зданий и сооружений на поверхности производится за счет ежегодных амортизационных отчислений от первоначальной их стоимости в размере для:

горных выработок – 2.2 %;

зданий и сооружений на поверхности – 2.4 %.

Исходные данные для практической работы по дисциплине «Технология и организация горной промышленности»

№ ва-ри-анта	К-во пла-стов в свите	Угол па-дения свиты, градус	Мощности пластов сверху вниз, м	Расстояние между пластами сверху вниз, м	Плот-ность угля, т/м ³	Относи-тельная га-зоносность, м ³ /т	Приток во-ды, м ³ /час	Мощ-ность наносов, м	Размер шахтного поля $L \times H$, м
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	3	10	3,7; 2,1; 1,5	50; 60	1,42	18	140	60	5600x2000
2	3	11	4,1; 3,8; 4,0	70; 45	1,41	19	150	50	4800x1800
3	3	12	2,5; 1,8; 1,6	50; 60	1,43	20	145	55	6200x2200
4	3	14	2,6; 2,5; 1,9	75; 50	1,43	20	155	55	6400x1800
5	3	10	3,7; 3,1; 2,9	50; 70	1,42	18	170	60	5000x2000
6	3	15	4,0; 3,2; 3,8	70; 70	1,41	19	150	50	5200x1900
7	3	10	3,7; 3,1; 3,5	60; 70	1,42	18	140	60	5600x1800
8	3	11	3,8; 4,0; 3,7	70; 65	1,41	19	150	50	4900x1900
9	3	12	2,6; 2,5; 2,8	65; 50	1,43	20	145	55	6400x1800
10	3	13	3,3; 2,8; 3,0	50; 60	1,42	18	140	60	5200x2000
11	3	14	4,0; 1,8; 2,1	80; 65	1,41	21	160	50	6000x1900
12	3	12	2,5; 2,8; 2,8	75; 65	1,43	20	155	55	5600x1900
13	3	14	2,6; 2,6; 4,8	55; 70	1,43	20	155	55	6200x2000
14	3	10	3,0; 3,1; 2,9	75; 60	1,42	18	170	60	5800x2000
15	3	15	4,0; 2,1; 1,9	65; 75	1,41	19	150	50	6800x1900
16	3	10	2,7; 3,1; 3,0	50; 60	1,42	18	170	60	5600x2000
17	3	14	2,8; 2,9; 2,7	65; 80	1,43	20	155	55	6000x2000
18	3	15	4,5; 2,1; 2,3	75; 65	1,41	19	150	50	6100x1900
19	3	10	3,7; 2,0; 1,9	55; 65	1,42	18	170	60	6600x2000
20	3	14	2,6; 2,8; 2,7	65; 70	1,43	20	155	55	6300x2000
21	3	11	2,9; 2,0; 1,7	65; 80	1,43	17	155	55	7600x2000
22	3	12	3,2; 1,5; 1,5	75; 65	1,41	19	150	50	6800x2100
23	3	13	1,7; 1,8; 1,9	55; 65	1,42	18	170	60	7400x1900
24	3	14	1,4; 1,6; 3,5	65; 70	1,43	20	155	55	7600x2200

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
---	---	---	---	---	---	---	---	---	----

25	3	10	3,7; 2,3; 1,6	50; 60	1,42	18	140	60	5800x2000
26	3	11	4,0; 3,5; 3,9	70, 45	1,41	19	150	50	5500x1800
27	3	12	2,4; 1,7; 1,5	50; 60	1,43	20	145	55	7000x2200
28	3	14	2,7; 2,5; 2,9	75; 50	1,43	20	155	55	6100x1800
29	3	10	3,0; 3,1; 2,9	50; 70	1,42	18	170	60	5600x2000
30	3	15	4,0; 2,2; 1,8	70, 70	1,41	19	150	50	6600x1900
31	3	10	3,3; 3,1; 3,5	60; 70	1,42	18	140	60	5600x1800
32	3	11	3,5; 3,3; 3,4	70, 65	1,41	19	150	50	5200x1900
33	3	12	2,6; 2,5; 2,7	60; 60	1,43	20	145	55	7000x1800
34	3	13	3,1; 2,8; 3,0	50; 60	1,42	18	140	60	5800x2000
35	3	14	3,9; 1,8; 2,0	80, 65	1,41	21	160	50	6000x1900
36	3	12	2,5; 2,7; 2,6	75; 65	1,43	20	155	55	5900x1900
37	3	14	2,5 2,4; 4,8	55; 70	1,43	17	155	55	6000x2000
38	3	10	2,9; 3,1; 2,9	75; 60	1,42	18	170	60	5800x2000
39	3	15	4,2; 2,1; 1,9	65; 75	1,41	19	150	50	6800x1900
40	3	10	2,8; 3,1; 3,0	50; 60	1,42	18	170	60	5900x2000
41	3	14	2,6; 2,8; 2,7	65; 80	1,43	20	155	55	6100x2000
42	3	15	4,2; 2,1; 2,0	75; 65	1,41	19	150	50	6400x1900
43	3	10	3,8 2,0; 1,9	55; 65	1,42	18	170	60	6600x2000
44	3	14	2,5; 2,4; 2,6	65; 70	1,43	20	155	55	6700x2000
45	3	12	1,8; 2,0; 1,9	68; 75	1,41	18	160	60	8000x2200
46	3	10	3,8; 2,1; 1,6	60; 60	1,42	18	140	60	5500x2000
47	3	11	4,2; 3,9; 4,0	70, 45	1,41	19	150	50	4800x1900
48	3	12	2,4; 1,8; 1,6	50; 60	1,43	20	145	55	6300x2100
49	3	14	2,6; 2,5; 2,7	75; 50	1,43	20	155	55	6400x1900
50	3	10	3,5; 3,1; 2,9	50; 70	1,42	18	170	60	5200x2000
51	3	15	3,7; 3,2; 3,8	70, 70	1,41	19	150	50	5300x1900
52	3	10	3,4; 3,1; 3,5	60; 70	1,42	18	140	60	5700x1800
53	3	11	3,8; 3,9; 3,7	70, 65	1,41	19	150	50	5000x1900
54	3	12	2,6; 2,5; 2,7	65; 50	1,43	20	145	55	6400x1900

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
55	3	13	3,1; 2,8; 3,0	50; 60	1,42	18	140	60	5400x2000
56	3	14	4,2; 1,8; 2,1	80, 65	1,41	21	160	50	6100x1900

57	3	12	2,5; 2,7; 2,6	75; 65	1,43	20	155	55	5600x1900
58	3	14	2,4; 2,3; 4,8	55; 70	1,43	20	155	55	6400x2000
59	3	10	3,0; 3,1; 2,9	75; 60	1,42	18	170	60	6000x2000
60	3	15	4,0; 2,2; 1,8	65; 75	1,41	19	150	50	6800x1900

Правила кодирования вариантов исходных данных для выполнения практических работ и рекомендации для студентов по их выбору.

Номер варианта исходных данных для выполнения курсового проекта соответствует цифре, которая находится в клетке таблицы на пересечении строки со значением последней цифры и столбца со значением предпоследней цифры номера зачетной книжки студента.

Последняя цифра	Предпоследняя цифра номера зачетной книжки									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
2	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
3	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
4	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50
5	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
6	40	39	38	37	36	35	34	33	32	31
7	30	29	28	27	26	25	24	23	22	21
8	20	19	18	17	16	15	14	13	12	11
9	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1