

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ  
Белорусский национальный технический университет

---

Кафедра «Горные работы»

С. Г. Оника  
А. К. Гец

## ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Пособие  
для студентов специальности 1-51 02 01  
«Разработка месторождений полезных ископаемых»

*Рекомендовано учебно-методическим объединением по образованию  
в области горнодобывающей промышленности*

Минск  
БНТУ  
2020

УДК 622.272(075.8)

ББК 33.21я7

О-58

Рецензенты:

зав. кафедрой инженерной геологии и геофизики БГУ,  
д-р геол.-минерал. наук *А. Ф. Санько*;  
заместитель генерального директора по научной работе  
ОАО «Белгорхимпром», канд. геол.-минерал. наук *А. М. Гречко*

**Оника, С. Г.**

О-58 Подземные горные работы: пособие для студентов специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых» / С. Г. Оника, А. К. Гец. – Минск : БНТУ, 2020. – 27 с.  
ISBN 978-985-550-937-1.

Пособие предназначено для выполнения курсового проектирования по дисциплине «Подземные горные работы». Рассмотрены вопросы вскрытия, подготовки и очистной выемки при разработке пластовых месторождений. Даны методики расчета балансовых и промышленных запасов, режима работы, мощности и срока службы предприятия; обоснования по выбору схем и способов подготовки шахтных полей, а также средств механизации при ведении очистных работ. Предложен расчет нагрузки на комплексно-механизованную лаву с учетом газового фактора и организации очистных работ.

Изложены требования к организации выполнения курсового проекта – пояснительной записке и графической части.

УДК 622.272(075.8)

ББК 33.21я7

ISBN 978-985-550-937-1

© Оника С. Г., Гец А. К., 2020

© Белорусский национальный  
технический университет, 2020

## СОДЕРЖАНИЕ

Организация выполнения курсового проекта .....	4
1. Изучение и краткое описание горно-геологических условий залегания пластов полезного ископаемого.....	5
2. Расчет балансовых и промышленных запасов шахтного поля .....	5
3. Режим работы, мощность и срок службы шахты .....	9
4. Выбор схемы и способа вскрытия шахтного поля .....	13
5. Выбор схемы и способа подготовки шахтного поля.....	14
6. Выбор средств механизации очистных работ .....	15
7. Расчет нагрузки на комплексно-механизованную лаву с учетом газового фактора .....	16
8. Построение планограммы и графика организации очистных работ .....	22
9. Выбор системы разработки.....	23
Библиографический список .....	27

## ОРГАНИЗАЦИЯ ВЫПОЛНЕНИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Теоретической базой для выполнения курсового проекта являются знания, полученные при изучении дисциплины «Подземные горные работы».

Цель курсового проекта – закрепить знания студентов по выбору способов вскрытия, подготовки систем разработки пластовых месторождений, средств механизации, организации очистных работ и определению их основных параметров.

Задание на выполнение курсового проекта студентам, ведущим курсовое проектирование, выдается преподавателем.

**Пояснительная записка** должна содержать:

- титульный лист;
- задание на курсовой проект;
- реферат;
- содержание;
- основную часть;
- список использованных источников.

Объем пояснительной записки не должен превышать 25–30 страниц рукописного текста, включая графическую часть.

**В графической части** курсового проекта в масштабах, выбранных самостоятельно, на листах формата А3 вычерчиваются:

- 1 – схема вскрытия шахтного поля;
- 2 – схема подготовки и принятая система разработки;
- 3 – технологическая схема очистного забоя с размещением технологического оборудования с разрезами по лаве;
- 4 – планограмма организации работ в лаве и график выходов рабочих;
- 5 – основные технико-экономические показатели.

**Защита** курсового проекта включает:

- представление пояснительной записки с графической частью руководителю курсового проекта к сроку, указанному в задании;
- собственно защиту курсового проекта.

# 1. ИЗУЧЕНИЕ И КРАТКОЕ ОПИСАНИЕ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ЗАЛЕГАНИЯ ПЛАСТОВ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Приводится краткое описание района, характеристика условий залегания пластов полезного ископаемого (ПИ): их количество, мощность, угол падения, расстояние между пластами, газоносность, крепость и средняя плотность ПИ, физико-механические свойства вмещающих пород. Указываются расстояние от поверхности до верхней границы шахтного поля, сведения о геологических нарушениях и других факторах, влияющих на выбор способов вскрытия и подготовки шахтного поля, системы разработки и средств механизации очистных работ.

## 2. РАСЧЕТ БАЛАНСОВЫХ И ПРОМЫШЛЕННЫХ ЗАПАСОВ ШАХТНОГО ПОЛЯ

Границы и размеры шахтного поля по простиранию и падению указываются в задании на проектирование. Балансовые запасы, потери и промышленные запасы рассчитываются по методике проф. А. П. Килячкова [1].

*Балансовые запасы одного пласта* определяются по формуле

$$Z_{\text{б}} = SH \sum_{i=1}^n m_i \gamma_i, \text{ т}, \quad (2.1)$$

где  $S$  – размер шахтного поля по простиранию, м;

$H$  – размер шахтного поля по падению, м;

$m_i$  – мощность  $i$ -го пласта, м;

$\gamma_i$  – средняя плотность ПИ  $i$ -го пласта, т/м<sup>3</sup>.

Результаты расчетов рекомендуется сводить в табл. 2.1.

Таблица 2.1

## Определение балансовых и промышленных запасов

Индекс пласта	$S$ , м	$H$ , м	$m$ , м	$\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	$Z_б$ , тыс. т.	$Z_п$ , тыс. т.	$Z_{пр}$ , тыс. т.
$i$							
$j$							
$k$							
...							
Итого							

Промышленные запасы по отдельным пластам определяют по зависимости

$$Z_{пр} = Z_б - Z_п, \text{ т.} \quad (2.2)$$

где  $Z_{пр}$  – промышленные запасы, т;

$Z_п$  – потери по пласту, т.

*Потери* определяются на основании расчетов частных видов потерь: общешахтных, эксплуатационных и вблизи геологических нарушений:

$$Z_п = Z_0 + Z_3 + Z_4, \text{ т.} \quad (2.3)$$

где  $Z_0$  – общешахтные потери;

$Z_3$  – потери, связанные с геологическими нарушениями пластов и гидрогеологическими условиями, не позволяющими вести нормальную отработку участков;

$Z_4$  – эксплуатационные потери.

Общешахтные потери слагаются из потерь ПИ в барьерных  $Z_1$  и охранных  $Z_2$  целиках

$$Z_0 = Z_1 + Z_2, \text{ т.} \quad (2.4)$$

Барьерные целики оставляют у границ шахтного поля, чтобы исключить возможность вскрытия старых горных выработок соседних шахт. Ширина барьерных целиков ( $\ell$ ) определяется по эмпирическим формулам или условно принимается равной 50 м.

Потери в барьерных целиках определяются из следующего соотношения:

$$Z_{\ell} = 2\ell[S + (H - 2\ell)]m\gamma, \text{ т.} \quad (2.5)$$

Охранные целики оставляют для предотвращения разрушений технологического комплекса, промышленных зданий и сооружений на поверхности, а также природных объектов.

Потери в охранных целиках  $Z_2$  для пологих пластов условно составляют 1–2 %, для крутых – 2–4 % от балансовых запасов:

$$Z_2 = (0,01-0,02)Z_6, \text{ т.} \quad (2.6)$$

Потери в целиках вблизи геологических нарушений  $Z_3$  определяются характером и числом нарушений, их ориентированием по отношению к простиранию пласта и пр. Их величина в среднем равна 1–1,5 % балансовых запасов:

$$Z_3 = (0,01-0,015)Z_6, \text{ т.} \quad (2.7)$$

Таким образом, величина общешахтных потерь и потерь в целиках около геологических нарушений:

$$Z' = Z_{\ell} + Z_2 + Z_3, \text{ т.} \quad (2.8)$$

Эксплуатационные потери  $Z_4$  включают потери по площади (не вынимаемые части целиков у подготовительных выработок, в очистном пространстве и на границах выемочных участков) и по мощности пласта (пачки угля, оставленной в кровле, почве или между слоями пласта в очистных и подготовительных выработках); потери от неправильного ведения горных работ

(целики, оставляемые вследствие завалов или затопления выработок; противопожарные целики, изолирующие отдельные части шахтного поля друг от друга; опорные целики, временно удерживающие породы кровли пласта или рудного тела от обрушения в выработанное пространство); потери отбитого угля в результате его неполной выдачи из очистного забоя, при взрывных работах, при транспортировании по выработкам. С учетом потерь от неправильного ведения горных работ величину эксплуатационных потерь можно принимать:

- для тонких пластов – 6–8 %,
- средней мощности – 8–10 %,
- мощных пологих – 10–12 %,
- мощных крутых – 15–18 %

от балансовых запасов, за вычетом общешахтных потерь и потерь около геологических нарушений.

Величину  $Z_4$  можно определить из следующего выражения:

$$Z_4 = [Z_6 - (Z_\ell + Z_2 + Z_3)]K_{\text{э.п.}}, \text{ т}, \quad (2.9)$$

где  $K_{\text{э.п.}}$  – коэффициент эксплуатационных потерь, принимается с учетом конкретных условий:

- $K_{\text{э.п.}} = 0,08$  – для тонких и весьма тонких пластов;
- $K_{\text{э.п.}} = 0,12$  – для пластов средней мощности;
- $K_{\text{э.п.}} = 0,15$  – для мощных и пологих пластов;
- $K_{\text{э.п.}} = 0,20$  – для мощных крутых пластов.

Суммарные потери по видам для каждого из пластов определяются путем их сложения:

$$Z_{\text{п}} = Z_\ell + Z_2 + Z_3 + Z_4, \text{ т}. \quad (2.10)$$

Результаты расчетов сводятся в табл. 2.1.

**Промышленные запасы** пласта определяются путем исключения потерь, рассчитанных выше, из балансовых запасов. Результаты сводятся в табл. 2.2.



Таблица 2.2

Потери полезного ископаемого, тыс. т

Индекс пласта	Потери по видам				Суммарные потери $Z_{\Sigma}$
	$Z_1$	$Z_2$	$Z_3$	$Z_4$	
$i$					
$j$					
$k$					
...					
Итого					

Запасы и потери по отдельным пластам суммируются, определяются их значения для всего шахтного поля.

По итоговым данным определяется общешахтный коэффициент извлечения:

$$C_{\text{извл}} = \frac{\sum Z_{\text{пр}}}{\sum Z_{\text{б}}} \cdot 100 \% \quad (2.11)$$

Полученные данные используются затем для решения задачи по определению мощности шахты и срока ее службы.

### 3. РЕЖИМ РАБОТЫ, МОЩНОСТЬ И СРОК СЛУЖБЫ ШАХТЫ

Режим работы шахты по добыче угля следует принимать:

- число рабочих дней в году – 345–350;
- число рабочих смен по добыче угля в сутки – 3;
- продолжительность рабочей смены на подземных работах – 6 часов;
- продолжительность рабочей смены на поверхности – 8 часов.

При проектировании, когда известны горно-геологические и горнотехнические условия, проектную годовую мощность

шахты (тыс. т/год) рекомендуется рассчитывать по методике, предложенной проф. А. С. Малкиным:

$$A_{\text{ш.г.}} = K_{\text{н}}(K_{\text{пл}} + K_{\text{н. оз}}) \sqrt{Z_{\text{пр}} \frac{\sum m'}{\sum m} K_{\text{гл}}}, \text{ тыс. т/год}, \quad (3.1)$$

где  $K_{\text{н}}$  – надежность технологической схемы шахты, включая очистной забой, подземный транспорт, проветривание, околоствольный двор, подъем, поверхность шахты и пр.

Для индивидуальной шахты при вскрытии шахтного поля:

– вертикальными стволами:

$K_{\text{н}} = 0,85-0,95$  – при делении шахтного поля на блоки;

$K_{\text{н}} = 0,8-0,85$  – при панельной подготовке шахтного поля;

$K_{\text{н}} = 0,7-0,8$  – при этажной подготовке;

– наклонными стволами:

$K_{\text{н}} = 0,8$  – при панельной подготовке, фланговой схеме проветривания шахтного поля;

$K_{\text{пл}}$  – коэффициент, учитывающий влияние количества рабочих пластов ПИ в шахтном поле ( $n_{\text{пл}}$ ), находящихся в одновременной отработке ( $n'_{\text{пл}}$ ):

$$K_{\text{пл}} = \frac{n'_{\text{пл}} + \sqrt{n_{\text{пл}} - n'_{\text{пл}}}}{\sqrt{n_{\text{пл}}}}, \quad (3.2)$$

$K_{\text{н. оз}}$  – коэффициент, учитывающий влияние уровня нагрузки на очистной забой, условия его работы и др.

$$K_{\text{н. оз}} = \sqrt{\psi A_{\text{о.з}} \frac{m_{\text{ср}}}{m'_{\text{ср}}}}, \quad (3.3)$$

где  $\psi$  – коэффициент, учитывающий условия работы забоев, характерные для условий данного месторождения:

$$\psi = \frac{K_{у. кр} \cdot K_{кр. п}}{1 + K_{наруш} K_{газ}}, \quad (3.4)$$

где  $K_{у. кр}$  – коэффициент, учитывающий устойчивость кровли:

$K_{у. кр} = 0,06$  – при неустойчивой кровле;

$K_{у. кр} = 0,08$  – при средней устойчивости кровли;

$K_{у. кр} = 0,1$  – при устойчивой кровле.

$K_{кр. п}$  – коэффициент, учитывающий крепость почвы:

$K_{кр. п} = 0,01$  при  $f < 4$ ;

$K_{кр. п} = 0,015$  при  $f = (5-6)$ ;

$K_{кр. п} = 0,02$ , при  $f > 7$ .

$$K_{наруш} = \frac{Z_n}{Z_{пр}} = 0-0,03, \quad (3.5)$$

где  $K_{наруш}$  – коэффициент, учитывающий нарушенность запасов;

$Z_n$  – объем нарушенных запасов, тыс. т;

$Z_{пр}$  – промышленные запасы шахтного поля, тыс. т;

$K_{газ}$  – коэффициент, учитывающий влияние газа на мощность шахты,

$$K_{газ} = \frac{X}{q} = 0-1, \quad (3.6)$$

где  $X$  – естественная или продуктивная (после дегазации) газоносность пластов ПИ, м<sup>3</sup>/т;

$q$  – относительная газообильность, характерная для шахт бассейна, м<sup>3</sup>/т;

Величины  $X$  и  $q$  – взять среднюю величину для шахт Кузбасса.

$A_{0.3.м}$  – месячная нагрузка на очистной забой при средней мощности одновременно разрабатываемых пластов, т/мес., которая принимается или рассчитывается по формуле

$$A_{0.3.м} = Lm_{ср} V_{сут} cN\gamma, \text{ т/мес.}, \quad (3.7)$$

где  $L$  – длина лавы, м;

$V_{\text{сут}}$  – суточное подвигание очистного забоя, м;

$\gamma$  – средняя плотность ПИ, т/м<sup>3</sup>;

$c = 0,95-0,97$  – коэффициент извлечения при заданной системе разработки;

$N = 25$  – число рабочих дней в месяце;

$m_{\text{ср}}$  – средняя мощность пластов ПИ в шахтном поле, м.

$$m'_{\text{ср}} = \frac{\sum m'}{n'_{\text{ср}}}, \quad (3.8)$$

$m'_{\text{ср}}$  – средняя мощность одновременно разрабатываемых пластов, м;

$\sum m'$  – суммарная мощность одновременно разрабатываемых пластов, м;

$m$  – суммарная мощность всех пластов в шахтном поле, принятых к разработке, м;

$n'_{\text{ср}}$  – количество одновременно разрабатываемых пластов, шт.;

$K_{\text{гл}}$  – коэффициент, учитывающий глубину залегания пластов,

$$K_{\text{гл}} = 1 + \frac{H_{\text{в.гр}}}{H_{\text{н.гр}}}, \quad (3.9)$$

$H_{\text{в.гр}}$  – расстояние по вертикали от поверхности до верхней границы шахтного поля, м;

$H_{\text{н.гр}}$  – то же, до нижней границы шахтного поля, м.

Принимается по данным задания на КП.

Результаты, полученные по формуле (3.1), следует привести в соответствие с параметрическим рядом мощностей шахт (0,9; 1,2; 1,5; 1,8; 2,1; 2,4; 3,0; 4,5; 6,0 млн т/год) с учетом расчетного срока службы шахты.

Расчетная проектная мощность шахты  $A_{\text{рас}}$  должна находиться между двумя смежными значениями мощности шахты параметрического ряда:

$$A_1 < A_{\text{шг. рас}} < A_2. \quad (3.10)$$

Для того чтобы сделать выбор из двух значений параметрического ряда ( $A_1$  или  $A_2$ ), необходимо определить срок службы шахты, лет:

$$T_1 = \frac{Z_{\text{пр}}}{A_1} + \frac{1}{2}t_1, \text{ лет}; \quad (3.11)$$

$$T_2 = \frac{Z_{\text{пр}}}{A_2} + \frac{1}{2}t_2, \text{ лет}, \quad (3.12)$$

где  $t_1, t_2$  – суммарное время на освоение проектной мощности и свертывание добычи. Принимается в пределах 5–6 лет.

Из полученных значений  $A_1$  и  $T_1$ , с одной стороны, и  $A_2$  и  $T_2$ , с другой, выбирается такое значение, которое в большей степени отвечает рекомендациям норм технологического проектирования.

При этом следует ориентироваться на сроки службы: для шахт мощностью до 1,8 млн т/год – порядка 40 лет, 1,8–3,0 млн т/год – не менее 40–50 лет, свыше 3,0 млн т/год – более 50 лет.

#### **4. ВЫБОР СХЕМЫ И СПОСОБА ВСКРЫТИЯ ШАХТНОГО ПОЛЯ**

Основными факторами, определяющими выбор схемы и способа вскрытия шахтного поля или его части, являются:

- число вскрываемых пластов;
- угол падения пластов;
- свойства боковых пород;

– мощность наносов или покрывающей непродуктивной толщи;

- нарушенность месторождения;
- глубина разработки;
- газоносность пластов;
- рельеф местности;
- производственная мощность шахты;
- размеры шахтного поля;
- срок службы шахты;
- подготовка шахтного поля;
- система разработки;
- схема вентиляции и др. [1, 2, 3].

Вскрытие шахтных полей при разработке пологих и наклонных пластов необходимо осуществлять:

– вертикальными стволами и капитальными или погоризонтными квершлагами в зависимости от размеров шахтного поля по падению – эти схемы приемлемы при глубине разработки более 600 м;

– наклонными стволами, при их длине не более 2000 м;

– вертикальными стволами и этажными квершлагами при вскрытии свиты наклонных, крутонаклонных и крутых пластов. При вскрытии крутонаклонных и крутых пластов вертикальные стволы располагаются в лежачем боку свиты;

– главными вертикальными стволами с разделением шахтного поля на самостоятельно проветриваемые блоки длиной по простиранию 2,5–4,5 км при строительстве новых шахт глубиной свыше 600 м и мощностью 3,0–4,5 млн т/год с газообильностью свыше 15 м<sup>3</sup>/т суточной добычи и размерами шахтного поля по простиранию 12–15 км, а по падению – 3,0–4,5 км.

При вскрытии должны обеспечиваться бесступенчатый подземный транспорт и прямоточное проветривание. Уклонные поля допускаются только при разработке последнего горизонта и длине уклона не более 1000–1200 м.

## 5. ВЫБОР СХЕМЫ И СПОСОБА ПОДГОТОВКИ ШАХТНОГО ПОЛЯ

На выбор схемы и способа подготовки шахтного поля влияют горно-геологические и горнотехнические факторы. При этом:

– из *горно-геологических факторов* наиболее влияют угол падения пласта, нарушенность месторождения, газоносность и водообильность пластов;

– *горнотехнических факторов* – размеры шахтного поля по простиранию, способ проветривания, скорость проведения подготовительных выработок и заданный объем добычи [1, 2, 3].

При выборе схемы подготовки шахтного поля следует ориентироваться на преимущественное применение:

– *погоризонтной схемы подготовки* пластов с выемкой их по падению при углах падения до  $10\text{--}12^\circ$  или восстанию при углах падения до  $6\text{--}8^\circ$  и длине столба  $800\text{--}1000$  м для разработки мощных пластов; длине столба  $1000\text{--}1500$  м при разработке пластов тонких и средней мощности;

– *панельной схемы подготовки* пластов с углом падения  $12\text{--}25^\circ$  с выемкой их по простиранию, а также горизонтальных пластов при длине двукрылой панели по простиранию  $1500\text{--}3000$  м; в сложных горно-геологических условиях (наличие тектонических нарушений, ориентированных вкрест простирания, слабые боковые породы и пучающаяся почва) длина двукрылой панели может быть принята в пределах  $1000\text{--}2000$  м;

– *этажной схемы подготовки* пластов с углом падения свыше  $25^\circ$ .

## 6. ВЫБОР СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Выбор средств механизации очистных работ производится на основе анализа горно-геологических условий залегания пластов ПИ (мощность, угол падения пласта и др.), его свойств (крепость, сопротивление резанию и др.), а также свойств и со-

стояния вмещающих пород кровли и почвы с учетом способа управления горным давлением [5].

Для пологих пластов мощностью от 0,7 м при управлении кровлей полным обрушением рекомендуется применять механизированные крепи. Тип механизированной крепи (оградительная, поддерживающая, оградительно-поддерживающая и поддерживающе-оградительная) обосновывается с учетом мощности пласта и обрушаемости пород кровли.

При мощности пластов до 1,9–2,0 м и породах кровли средней устойчивости и устойчивых рекомендуется применять крепи поддерживающего типа.

На пластах мощностью более 2,0 м могут применяться крепи как оградительно-поддерживающего, так и поддерживающе-оградительного типа. Критерием применения того или иного типа крепи является устойчивость и обрушаемость пород кровли. При легкообрушаемых породах кровли предпочтение следует отдавать оградительно-поддерживающим крепям.

## **7. РАСЧЕТ НАГРУЗКИ НА КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННУЮ ЛАВУ С УЧЕТОМ ГАЗОВОГО ФАКТОРА**

Нагрузка на очистной забой может быть определена вручную или на ЭВМ по методикам, изложенным в [5].

I. При применении узкозахватных комбайнов с механизированной крепью нагрузку на лаву можно определить по формуле

$$Q = \frac{n[(T - (T_{п.з} + T_{п} + T_{о}))K_{н}LrmC\gamma]}{L_{м}\left(\frac{1}{v_{р}} + \frac{1}{v_{м}} + t_{в}\right) + t}, \text{ т/сут}, \quad (7.1)$$

где  $n$  – число смен по добыче угля в сутки (2–3);

$T$  – длительность смены (360 мин при шестичасовой смене);

$T_{п.з}$  – время на подготовительно-заключительные операции в смену (30–35 мин);



$T_{\text{п}}$  – суммарное время учитываемых организационно-технических перерывов (порядка 10 мин);

$T_{\text{о}}$  – время на отдых (15 мин);

$K_{\text{н}}$  – коэффициент надежности технологической схемы;

$L$  – длина лавы, принимается по технической характеристике комплекса, м;

$r$  – ширина захвата выемочной машины, м;

$m$  – вынимаемая мощность пласта, м;

$\gamma$  – средняя плотность угля, т/м<sup>3</sup>;

$C$  – коэффициент извлечения угля в лаве (0,95–0,98);

$L_{\text{м}}$  – машинная часть лавы (без учета суммарной длины ниш, при самозарубающихся комбайнах ниши порядка 3 м);

$v_{\text{р}}$  – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин;

$v_{\text{м}}$  – скорость подачи комбайна при зачистке лавы, м/мин;

$t_{\text{в}}$  – время на вспомогательные операции, отнесенные к 1 м длины лавы (0,1–0,2 мин);

$t$  – продолжительность концевых операций для подготовки лавы к следующему циклу (15–20 мин).

Коэффициент надежности технологической схемы выемочного участка определяется по следующей формуле:

$$K_{\text{н}} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{K_{\text{к}}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{\text{кр}}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{\text{кз}}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{\text{кс}}} - 1\right) + \left(\frac{1}{K_{\text{кл}}} - 1\right)n_{\text{к}}}, \quad (7.2)$$

где  $K_{\text{к}}$  – коэффициент готовности комбайна (0,93);

$K_{\text{кр}}$  – коэффициент готовности механизированной крепи (определяется по табл. 7.2);

$K_{\text{кз}}$  – коэффициент готовности забойного конвейера (0,9);

$K_{\text{кс}}$  – коэффициент готовности крепи сопряжения (0,94);

$K_{\text{кл}}$  – коэффициент готовности ленточного конвейера (0,9);

$n_{\text{к}}$  – число конвейеров, установленных в транспортной выемочной выработке участка (принимается равным 1–2).

Рабочая скорость подачи комбайна определяется по сопротивляемости угля резанию (м/мин):

$$v_p = n_{об} \left\{ \left[ \frac{0,7p}{(0,685m + 0,258D)C_1 n_{об}} - C_2 f \right] \frac{1}{C_3 K_0 \tilde{A}} \right\}^{1,53}, \quad (7.3)$$

где  $n_{об}$  – скорость вращения исполнительного органа, об/мин;  
 $p$  – устойчивая мощность двигателей, кВт;  
 $D$  – диаметр исполнительного органа комбайна, м;  
 $f$  – коэффициент крепости угля по шкале проф. М. М. Протодьяконова;

$C_1, C_3$  – коэффициенты, рекомендуется принимать по данным табл. 7.1;

$C_2$  – коэффициент, принимается в зависимости от вязкопластических свойств угля: вязкие – 23,2, хрупкие и весьма хрупкие – 20,2;

$K_0$  – коэффициент отжима пласта. В зависимости от ширины захвата и мощности пласта рекомендуется определять по формуле

$$K = 0,48 + \frac{r - 0,1m}{r + m}. \quad (7.4)$$

Допустимые пределы изменений:  $r$  – от 0,4 до 0,8 м, мощность пласта  $m$  – от 0,8 до 3,5 м. Если коэффициент отжима при расчете получается больше единицы, он принимается равным 1.

$\tilde{A}$  – сопротивляемость угля резанию,  $\tilde{A} = 100f$ , кг/см.

Количественные значения отдельных величин и коэффициентов, входящих в формулу (7.2), определяются по данным табл. 7.1.

Таблица 7.1

Количественные значения отдельных величин  
и коэффициентов

Тип комбайна	$C_1$	$C_3$	$D$	$p$	$n_{об}$
КШ-3М	0,0124	4,38	1,6; 1,8	$170 + 0,155 \tilde{A}$	27
1ГШ-68	0,0089	5,12	1,0; 1,25; 1,6	$200 + 0,255 \tilde{A}$	57

Тип комбайна	$C_1$	$C_3$	$D$	$p$	$n_{об}$
2К-52	0,0068	6,67	0,8	$100 + 0,110 \ddot{A}$	52
1К-101	0,0059	6,24	0,7; 0,8	$65 + 0,099 \ddot{A}$	79
МК-67	0,0083	4,12	0,7; 0,8	$90 + 0,085 \ddot{A}$	47

Скорость подачи комбайна, полученную по формуле (7.3), необходимо скорректировать со скоростью передвижения крепи по формуле

$$v_{кр} = v_{рас} K_{пл}, \text{ м/мин}, \quad (7.5)$$

где  $v_{кр}$  – средняя скорость передвижения крепи, м/мин;

$v_{рас}$  – расчетная скорость передвижения крепи, м/мин (принимается по данным табл. 7.2);

$K_{пл}$  – коэффициент, учитывающий уменьшение скорости передвижения крепи в зависимости от сопротивляемости пород почвы пласта вдавливанию крепи и равный 0,8–0,85.

Характеристика механизированных крепей, механических комплексов и условия их применения приведены в табл. 7.2, 7.3.

Таблица 7.2

## Характеристика механизированных крепей

Тип крепи	$m$ , м	$K_{кр}$	$v_{рас}$ , м/мин	$K_{пл}$	$S$ , м <sup>2</sup>
2М81Э	2,0–3,2	0,94	2,5	0,8	$2,3m - 1,1$
М88, М87	1,18–1,8	0,94	5,1	0,8	$3,0m - 0,3$
1МКМ	1,5–1,75	0,88	2,5	0,85	$2,35m - 1,2$
2МКЭ	1,7–2,2	0,89	2,5	0,85	$2,35m - 1,2$
МК98	0,72–1,3	0,92	4,8	0,8	$2,4m + 0,2$
Донбасс-М	0,72–1,1	0,90	4,6	0,8	$1,44m + 0,9$
М103	0,7–1,1	0,94	6,0	0,8	$1,5m + 1,7$
СЖП-70	2,5–3,5	0,83	2,15	0,8	$3,05m + 3,9$

## Характеристика механизированных комплексов

Показатели	Тип комплекса							
	1КМ-103	Донбасс-М	КМ88 2КМ87	КМК98	2КМ-81Э	40КП-70 30КП-70	I-IV КМ-130	1УКП 2УКП
Мощность пласта	0,7–0,9	0,8–1,2	1,0–1,3 1,25–1,95	0,75–1,25	2,0–3,2	1,6–2,2 2,8–4,0	2,0–4,15	1,2–2,5 2,4–4,5
Угол падения пласта, град	до 35	до 25	до 15 до 25	до 20	до 15	до 30	до 35	до 35
Тип комбайна	К-103	МК-67М, 1К101	2К-52, ГШ-68, 1К101У	МК-67М, 1К-101У, К-103	КШ-3М, ГШ68	КШ-3М, ГШ68	КШ-3М, ГШ68	2КШ-3М, ГШ68
Ширина захвата исполнительно- го органа (шаг передвижки сек- ций крепи, м)	0,8	0,8	0,63	0,8; 0,63	0,63	0,63	0,63	0,5; 0,63
Длина комп- лекса, м	170	150	170	150	120	80–120	120	120–200

*Примечание.* Числитель – I типоразмер крепи, знаменатель – II типоразмер крепи.

Скорость передвижения крепи является ограничивающим фактором при определении рабочей скорости подачи комбайна. Поэтому фактическая скорость подачи комбайна принимается наименьшей из двух значений, рассчитанных по формулам (7.3) и (7.5).

II. Нагрузку на лаву, полученную расчетом по фактору производительности добычной машины, необходимо проверить по фактору проветривания. Указанную проверку рекомендуется провести по формуле

$$Q = \frac{864SvdK_1}{qK_d[\delta]}, \text{ т/сут,} \quad (7.6)$$

где  $S$  – проходное сечение для струи воздуха при минимальной ширине призабойного пространства,  $\text{м}^2$ . Принимается по данным табл. 7.2;

$v$  – максимально допустимая по ПБ скорость движения воздуха по лаве,  $v = 4 \text{ м/с}$ ;

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

$K_1$  – коэффициент, учитывающий движение воздуха по выработанному пространству за крепью выработки (при управлении кровлей полным обрушением принимается 1,2–1,4);

$q$  – метановыделение из лавы в исходящую струю воздуха на тонну суточной добычи (принимается с учетом газоносности конкретного пласта),  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$K_d$  – коэффициент, характеризующий естественную дегазацию источников выделения метана в период отсутствия добычных работ (для системы разработки длинными столбами при управлении кровлей полным обрушением равен 0,7).

В том случае, когда при разработке весьма газоносных пластов применяют их дегазацию или особые меры, которые позволяют направлять часть метана из выработанного пространства непосредственно в вентиляционный штрек, в знаменатель формулы (7.6) дополнительно вводится коэффициент  $\delta = 0,6\text{--}0,7$ .

После проверки нагрузки на лаву по перечисленным факторам окончательно принимают ту величину нагрузки, которая является наименьшей из определенных.

Зная допустимую нагрузку на лаву, необходимо определить количество циклов, выполняемых в сутки:

$$n = \frac{Q}{q_{\text{ц}}}, \quad (7.7)$$

где  $q_{\text{ц}}$  – добыча угля, получаемая при выемке одного цикла, т.

Добыча с цикла определяется по формуле

$$q_{\text{ц}} = Lm\gamma C, \quad \text{т.} \quad (7.8)$$

В соответствии с принятым механизированным комплексом, длиной лавы, количеством выполняемых циклов в сутки, режимом работы составляется планограмма организации работ и график выходов рабочих по профессиям.

## 8. ПОСТРОЕНИЕ ПЛАНОГРАММЫ И ГРАФИКА ОРГАНИЗАЦИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

На практике в основном применяют четырехсменный режим работы, из них три смены по 6 часов – добычные и одна смена – ремонтно-подготовительная. В начале добычной смены выделяется время на выполнение подготовительно-заключительных операций  $T_{\text{п.з}} = 15\text{--}20$  мин. В середине каждой смены для всех рабочих предусмотрено одновременно время на отдых  $T_0 = 15$  мин.

Продолжительность выполнения одного цикла рассчитывается по формуле

$$t_{\text{ц}} = \frac{n_{\text{см}}(T_{\text{см}} - T_{\text{п.з}} - T_0)}{n_{\text{ц}}}, \quad \text{мин,} \quad (8.1)$$

где  $n_{\text{см}}$  – число смен по добыче ПИ в сутки.

Продолжительность времени  $t_{в.ц}$  на выемку ПИ комбайном в сутки:

$$t_{в.ц} = t_{ц} - T_{к.о} - t_{зач}, \text{ мин}, \quad (8.2)$$

где  $T_{к.о}$  – продолжительность концевых операций в цикле, 22–27 мин;

$t_{зач}$  – продолжительность времени на зачистку лавы: при челноковой выемке  $t_{зач} = 0$ , при односторонней определяется из выражения:

$$t_{зач} = \frac{L}{v_{п. доп}}, \text{ мин}, \quad (8.3)$$

где  $L$  – длина лавы, м;

$v_{п. доп}$  – допустимая скорость подачи выемочной машины, м/мин.

### **Составление графика выходов рабочих в очистном забое**

В лавах работу ведут комплексные бригады, которые выполняют все производственные процессы цикла. В ремонтную смену дополнительно выходят электрослесари и вспомогательные рабочие.

В установленной форме строится график выходов рабочих в очистном забое.

## **9. ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ**

Система разработки выбирается методом прямого отбора по принципу соответствия ее главным геологическим и горно-техническим условиям месторождения. При этом также учитываются и технические факторы, влияющие на эффективность применения современных средств комплексной механизации очистных работ, надежность работы транспорта, вентиляции, величину потерь полезного ископаемого, вопросы охраны труда, пожарную безопасность [1, 2, 3, 4, 5].

Дается подробное описание выбранного варианта системы разработки и указываются ее основные параметры: длина лавы, размеры панели (выемочного поля), целиков около подготовительных выработок, взаимное положение очистных и подготовительных забоев и т. д.

В соответствии с принятым механизированным комплексом, длиной лавы, количеством выполняемых циклов в сутки, режимом работы, системой разработки составляются график организации работ и планограмма выходов рабочих по профессиям.

В зависимости от горно-геологических условий рекомендуется принимать:

– на пологих и наклонных пластах мощностью до 3,5 м – длинные столбы по простиранию, а при углах падения до 10–12° – длинные столбы по падению (восстанию, если угол падения не превышает 6–8°). Следует применять системы разработки без оставления целиков ПИ и с повторным использованием выемочных штреков с охраной их искусственными жесткими полосами из бетонных блоков и других материалов, а при мощности пласта свыше 2,5 м с трудноуправляемыми кровлями и пучащими почвами – проведение выемочных выработок вприсечку к выработанному пространству;

– на крутых пластах мощностью до 1,5 м – длинные столбы по простиранию с выемкой на передние квершлагги, а при мощности более 1,5 м также длинные столбы с выемкой по падению с применением различных вариантов щитовых перекрытий.

По методике, изложенной в [5], рассчитываются площадь и форма поперечного сечения выработок, примыкающих к очистному забою, выбирается тип крепи подготовительной выработки.

Поперечные сечения горных выработок должны соответствовать типовым сечениям. Площадь поперечного сечения подготовительных выработок в свету определяется расчетом по факторам допустимой скорости воздушной среды (проветривания), габаритных размеров подвижного состава и оборудования с учетом минимально допустимых зазоров, величины усадки



крепю после воздействия горного давления и безремонтного их содержания в течение всего периода эксплуатации.

Исходя из габаритных размеров, применяемого в выработке оборудования и минимально допустимых зазоров по ПБ, ширина выработки в свету определяется по формулам:

однопутевая

$$B = a + A + n, \text{ м}; \quad (9.1)$$

двухпутевая

$$B = a + A + p + A + n, \text{ м}; \quad (9.2)$$

конвейерная

$$B = a_1 + A + n, \text{ м}, \quad (9.3)$$

где  $a = 0,25$  м – зазор между подвижным составом и крепью;

$a_1 = 0,4$  м – зазор между конвейером и крепью;

$p = 0,25$  м – зазор между подвижными составами;

$n = 0,7$  м – ширина прохода для людей;

$A$  – габариты подземного состава или конвейера, м.

По полученной ширине из табл. 9.1 принимают ближайшее большее типовое сечение и тип крепи.

Минимальное сечение выработки по фактору проветривания определяется по формуле

$$F_{\text{св}} = 0,00154 \frac{QqK_{\text{п}}}{V_{\text{д}}}, \text{ м}^2, \quad (9.4)$$

где  $Q$  – суточная нагрузка на очистной забой, т/сут;

$q$  – относительная газообильность лавы, м<sup>3</sup>/т.с.д. (м<sup>3</sup> на 1 т среднесуточной добычи);

$K_{\text{н}} = 1,45-1,5$  – коэффициент запаса воздуха;

$V_{\text{д}}$  – предельно допустимая по ПБ скорость движения воздуха по выработке, м/с.

Принимается большее из двух сечений, определенных по габаритам транспорта и фактору проветривания. В любом случае сечение принимается типовым.

Таблица 9.1

Типовые сечения подготовительных выработок

Тип крепи	Площадь сечения выработки, м <sup>2</sup>			Размеры выработки до осадки, мм	
	В свету		В проходке	Высота <i>H</i>	Ширина <i>B</i>
	после осадки	до осадки			
АП	7,1	8,5	10,8	2820	3270
АП	8,9	10,4	12,9	2940	3830
АП	11,2	12,8	15,8	3250	4390
АП	12,7	14,5	17,9	3350	4770
АКП5	7,1	10,3	12,7	3120	3550
АКП5	8,9	12,5	15,1	3640	4160
АКП5	11,2	15,2	18,3	3950	4720
МПК	7,0	8,5	10,4	2500	2960
МПК	8,4	9,2	12,8	2720	3430

## Библиографический список

1. Килячков, А. Л. Технология горного производства: учебник для вузов / А. Л. Килячков. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1992.
2. Жигалов, М. Л. Технология, механизация и организация подземных горных работ / М. Л. Жигалов, С. А. Ярунин. – М.: Недра, 1990.
3. Машины и оборудование для шахт и рудников: справочник / сост.: С. Х. Клорикьян [и др.]. – М.: МГГУ, 1994.
4. Подземная разработка пластовых месторождений: учебное пособие / П. В. Егоров [и др.]. – 3-е изд. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2007. – 217 с.
5. Подземная разработка пластовых месторождений. Теоретические и методические основы проведения практических занятий / О. В. Михеев [и др.]. – М.: МГГУ, 2001.
6. Городниченко, В. И. Основы горного дела / В. И. Городниченко, А. П. Дмитриев. – М.: МГГУ, 2008.

Учебное издание

**ОНИКА** Сергей Георгиевич  
**ГЕЦ** Анатолий Константинович

## **ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ**

Пособие  
для студентов специальности 1-51 02 01  
«Разработка месторождений полезных ископаемых»

Редактор *В. И. Акулёнок*  
Компьютерная верстка *Н. А. Школьниковой*

Подписано в печать 14.01.2020. Формат 60×84 <sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бумага офсетная. Ризография.  
Усл. печ. л. 1,63. Уч.-изд. л. 1,27. Тираж 100. Заказ 951.

Издатель и полиграфическое исполнение: Белорусский национальный технический университет.  
Свидетельство о государственной регистрации издателя, изготовителя, распространителя  
печатных изданий № 1/173 от 12.02.2014. Пр. Независимости, 65. 220013, г. Минск.