

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ**  
**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ**  
**«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

**ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА**  
**ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК**

**МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ**  
**К ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА**

Днепропетровск  
2016



МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ  
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

**Библиотека иностранного студента**



**ФАКУЛЬТЕТ СТРОИТЕЛЬСТВА**

*Кафедра строительства, геотехники и геомеханики*

**ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА  
ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК**

**МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ  
К ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА**

*для студентов специальности 184 Горное дело*

Днепропетровск  
НГУ  
2016

Технология строительства горизонтальных и наклонных выработок. Методические рекомендации к выполнению курсового проекта для студентов специальности 184 Горное дело / А.В. Скобенко, А.Е. Григорьев, Р.Н. Терещук, А.В. Халимендик. – Днепропетровск: НГУ, 2016. – 63 с.

Автори:

О.В. Скобенко, канд. техн. наук, доц. (розділи 1, 3.1.1 – 3.1.5);

О.Є. Григор'єв, канд. техн. наук, доц. (розділи 2; 3.3);

Р.М. Терещук, канд. техн. наук, доц. (розділи 3.1.6; 3.1.13);

О.В. Халимендик, канд. техн. наук, доц. (розділ 3.2, додатки А – Е).

Рекомендовано до видання редакційною радою ДВНЗ «НГУ» (протокол № 4 від 04.04.2016) за поданням кафедри будівництва, геотехніки і геомеханіки (протокол № 8 від 17.03.2016).

Подано відомості щодо мети, програми, змісту проекту, організації проектування і захисту. Наведено структуру і вимоги до складання пояснювальної записки та виконання графічної частини курсового проекту. Подано методичні вказівки з розробки розділів основної частини проекту, а також довідковий матеріал.

Зазначено особливості виконання відповідного розділу при дипломному проектуванні.

Відповідальний за випуск завідувач кафедри будівництва, геотехніки і геомеханіки, д-р техн. наук, проф. О.М. Шашенко.

## СОДЕРЖАНИЕ

I. Общие сведения. Организация проектирования.....	4
II. Методические указания к выполнению разделов .....6	6
основной части курсового и дипломного проектов.....6	6
по строительству выработок .....	6
III. Порядок выполнения задания .....	8
1. Параметры технологии проведения выработки .....	8
1.1. Расчет постоянной крепи и определение площадей поперечного сечения выработки в черне и в проходке .....	10
1.2. Расчет трехшарнирной арочной крепи.....	11
1.3. Выбор способа выемки пород и проходческого оборудования .....	14
1.4. Определение сменной скорости проведения выработки комбайном .....	16
1.5. Проветривание выработки.....	18
1.5.1. Определение ожидаемого метановыделения в проходимую тупиковую выработку .....	19
1.5.2. Расчет расхода воздуха для проветривания проходимых тупиковых выработок .....	22
1.6. Выбор средств проветривания тупиковых выработок .....	25
1.6.1. Выбор трубопровода.....	25
1.6.2. Коэффициент утечек воздуха.....	26
1.6.3. Расчетный режим работы вентилятора местного проветривания.....	26
1.6.4. Выбор вентилятора местного проветривания .....	28
1.7. Погрузка горной массы.....	29
1.8. Крепление выработки .....	30
1.9. Прочие работы проходческого цикла .....	31
1.10. Сооружение технологического отхода и сопряжения.....	31
1.11. Водоотлив и оградительные барьеры при проведении наклонных выработок сверху вниз.....	31
1.12. Освещение забоя и выработки, маркшейдерский контроль, связь .....	31
1.13. Мероприятия по борьбе с выбросами пород и угля .....	32
2. Организация работ .....	32
2.1. Схема организации и режим работ по проходке.....	32
2.2. Количество членов бригады и её состав. Технические показатели .....	32
2.3. Расчет времени и составление графика организации работ .....	35
2.3.1 Проведение штрека буровзрывным способом .....	35
2.3.2 При проведении штрека комбайном 4 ПП–2 .....	37
3. Определение стоимости проведения выработки. Сводные технико-экономические показатели .....	41
Приложение А .....	43
Приложение Б .....	46
Приложение В.....	55
Приложение Г .....	57
Приложение Д.....	59
Приложение Е.....	61
Список рекомендуемой литературы.....	62

## **I. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ**

Ввод в действие новых горных предприятий обеспечивается сооружением различных подземных выработок. Кроме того, для эффективной работы действующих шахт необходима своевременная подготовка новых очистных забоев, что требует также большого объема подготовительных работ.

Курсовой и дипломный проекты являются самостоятельной работой студента, закрепляющими знания, полученные при изучении курса «Технология строительства горизонтальных и наклонных выработок», а также использующей сведения, полученные при изучении курсов «Горно-проходческая и строительная техника», «Физика горных пород», «Крепи горных выработок», «Технология и безопасность ведения взрывных работ», «Аэрология горных предприятий», «Геотехнологии горного дела».

*Цель курсового и дипломного проектов* – закрепить знания, полученные студентами при изучении курса «Технология сооружения горных выработок». В процессе выполнения курсового проекта студент должен научиться проектировать рациональную технологию строительства подземных выработок горного предприятия, привить навыки выбора механизации, определять оптимальные технологические параметры, разрабатывать меры безопасного и качественного ведения проходческих работ, рассчитывать технико-экономические показатели проведения выработок.

При выполнении проекта необходимо учитывать действующие нормативные документы, материалы современной учебной, научно – технической, справочной литературы, периодических изданий соответствующей тематики, патентной документации.

Курсовой проект выполняется под руководством преподавателя, который выдаёт задание, направляет и контролирует самостоятельную работу студента.

Каждому студенту выдаются задание, в соответствии с Приложением Д и календарный план выполнения курсового проекта. Задание выдаётся на печатном бланке установленной формы (как правило для реальных условий) и может быть изменено только руководителем. Оно включает: наименование выработки, пересекаемых пород; данные об угле падения пород, пропускной способности водосточной канавки, притоке воды в забое, выделении метана, наименовании транспортного оборудования и данные о его типе, ширине колеи, количестве рельсовых путей, длине выработки, количестве проходящего воздуха (в не га-

зовых шахтах), сроке службы выработки. Тема проекта может быть предложена /согласована/ предприятием во время прохождения производственной практики студентом. В бланке задания указывается срок сдачи готового проекта на кафедру.

**Темами данного курсового проекта** является проект проведения горизонтальных и наклонных протяженных выработок обычным способом (квершлагов, штолен, полевых штреков, штреков по мощному и тонкому пластам угля, бремсбергов, уклонов, бортовых наклонных выработок).

За неделю до защиты студент обязан сдать законченный курсовой проект на проверку руководителю, который допускает проект к защите или возвращает его на доработку. После доработки проект защищается автором перед комиссией из двух-трёх преподавателей, назначаемых заведующим кафедрой, состоящей из лектора, читавшего курс, и консультирующих преподавателей. Курсовой проект оценивается дифференцируемым зачётом.

**Оформление пояснительной записки** и графической части курсового проекта должно соответствовать требованиям нормативных документов. Применительно к студенческим проектам и работам эти требования систематизированы и изложены в методических указаниях [1].

Курсовой проект в законченном виде состоит из графической части и пояснительной записки. Графическая часть представляет собой 1 чертеж размером 594X841мм. Пояснительная записка составляется в объеме 20...30 листов рукописного текста на листах формата 210x297мм (или соответствующий объем машинописного текста). Она состоит из титульного листа, задания, реферата, оглавления (содержания), введения, основной части, заключения, списка использованной литературы, размещённых в порядке их перечисления.

В реферате следует привести объем, ключевые слова и краткое содержание курсового проекта. Объем реферата – 0,5...1 стр. Во введении необходимо отразить актуальность, цель и задачи выполнения данного проекта, описать методику выполнения работы. Объем введения – 1...2 стр. В заключении следует указать на сколько улучшились показатели проведения выработки, полученные в проекте, по сравнению с средними показателями по шахте, стройуправлению, и за счёт чего произошло улучшение. В основной части обосновываются принятые решения, приводятся расчёты, схемы, эскизы. Заимствованный из литературы материал необходимо сопровождать ссылкой на источник. Входящие в формулы величины надо расшифровывать. Рисунки, помещаемые в записке не

должны дублироваться в графической части. Названия разделов проекта и методические указания к их выполнению приводятся ниже.

**Графическая часть проекта**, выполняемая на ватмане карандашом или тушью, включает: схемы поперечного сечения выработки в эксплуатации и проходке, продольного разреза и плана проводимой выработки с размещением проходческого оборудования; при буровзрывной технологии проходки приводится паспорт БВР со схемой расположения шпуров и таблицами данных о них; при комбайновой технологии дополнительно приводится схема обработки комбайном забоя; схему транспорта и проветривания с учётом примыкающих выработок; график организации работ; перечень проходческого оборудования, таблицу расхода материалов и технико-экономические показатели Рис.1.

Чертежи на листе выполняются в стандартных или произвольных масштабах. Расположение чертежей на листе должно быть компактным. Все отдельные чертежи листа следует сопровождать необходимыми размерами.

Содержание и объём соответствующего раздела дипломного проекта в целом совпадает с курсовым проектом, но окончательно определяются руководителем дипломного проекта.

## **II. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ РАЗДЕЛОВ ОСНОВНОЙ ЧАСТИ КУРСОВОГО И ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТОВ ПО СТРОИТЕЛЬСТВУ ВЫРАБОТОК**

**Введение.** Кратко излагается оценка современного уровня строительства горных выработок в Украине и других странах, отмечаются достигнутые результаты, тенденции развития, существующие проблемы. Указывается место и роль горнопроходческих работ в подземном и шахтном строительстве, разработке месторождений полезных ископаемых. Обосновывается актуальность данного курсового проекта, его цель и область применения результатов проектирования.

На базе данных, собранных студентом при прохождении производственной практики необходимо описать физико-механические свойства пересекаемых пород, их гидрогеологическую характеристику, наличие геологических нарушений на участке и другие особенности, оказывающие существенное влияние на ведение горнопроходческих работ.. Если задание выдано не для условий конкретного предприятия, то следует использовать материалы научно –



технической литературы и периодических изданий по рассматриваемому вопросу. Указывается назначение и срок службы сооружаемой выработки, кратко описывается система разработки полезного ископаемого или система выработок, в которую входит данная выработка, приводятся общие требования по проектированию её (срок строительства, скорость сооружения, особенности технологии и др. на основе анализа данных задания). Оценивается технический уровень шахтного варианта технологии строительства выработки. Выбираются и обосновываются технология и механизация строительства выработки, рассчитываются и проектируются основные и вспомогательные процессы проходки.

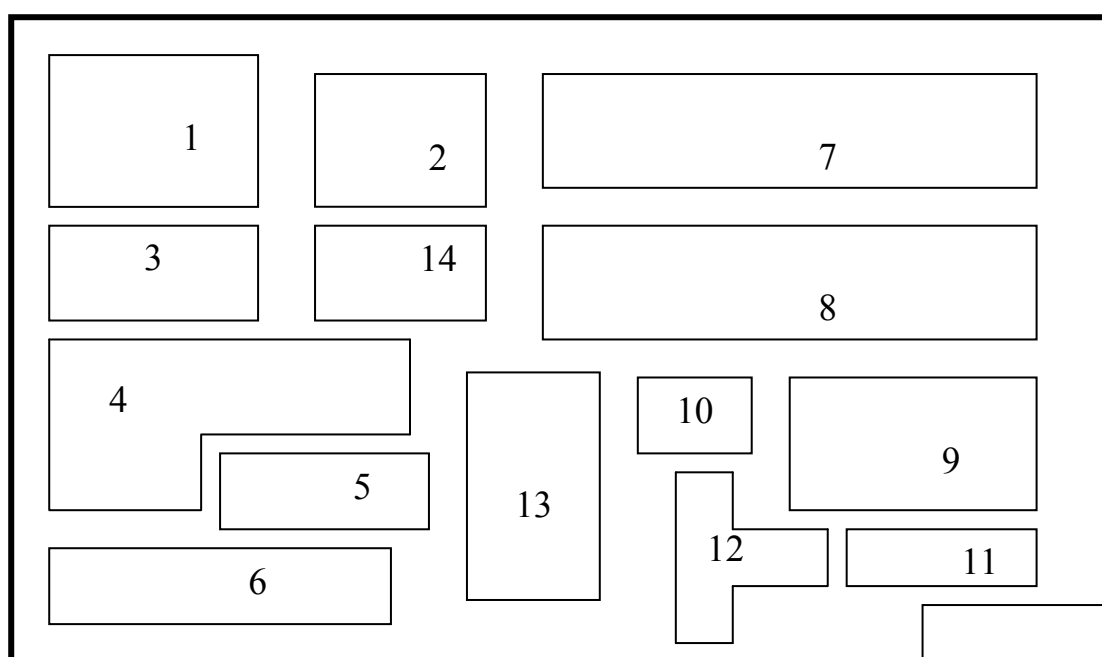


Рис. 1. – 1 – типовое сечение выработки; 2 – элементы выработки по проекту; 3 – проектный объем работ по конструктивным элементам на 1 м выработки; 4 – схема расположения шпуров; 5 – основные показатели по буровзрывным работам; 6 – данные о шпурах и зарядах; 7 – вертикальный продольный разрез по выработке; 8 – расположение проходческого оборудования – вид сверху; 9 – график организации работ; 10 – схема проветривания; 11 – горнопроходческое оборудование; 12 – основные технико-экономические показатели; 14 – какой-либо узел.

### III. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ ЗАДАНИЯ

#### 1. ПАРАМЕТРЫ ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТКИ

Поперечное сечение выработки.

В зависимости от физико-механических свойств пород, срока службы выработки, возможного влияния очистных работ определяются размеры поперечного сечения выработки, производится проверка сечения по граничным скоростям воздушной струи, описывается материал постоянной крепи и её параметры. Размеры поперечного сечения выработки зависят от её назначения, размеров оборудования, способа передвижения людей, количества проходящего по выработке воздуха, формы поперечного сечения, выбирается форма поперечного сечения.

Необходимо привести схему к определению ширины выработки в свету.

По габаритам выбранного транспортного оборудования и необходимым по правилам безопасности зазорам на уровне верхней кромки транспортного оборудования определяется требуемая ширина  $B_{mp}$  двухпутевой выработки, мм:

$$B_{mp} = a + 2v + m + 700 + (1800 - h_3 - h_6) \operatorname{ctg} \alpha,$$

где  $a$  – минимальная по ПБ величина зазора между электровозом и крепью, мм;

$v$  – ширина электровоза, мм;

$m$  – минимальный зазор по ПБ между электровозами, мм;

$h_3$  – высота электровоза от головок рельсов, мм;

$\alpha$  – угол наклона крепи ( $\alpha=80^\circ$  при трапецевидном сечении,  $\alpha=75^\circ$  при арочном сечении);

$h_6$  – высота пути от балласта, мм.

Для других выработок  $B_{mp}$  определяется аналогично с учетом размещаемого в сечении оборудования. Требуемые зазоры, ширина проходов и другие данные для проектирования приведены в работе [2 с. 36-44]. Минимальную высоту измеряют от уровня головки рельсов до внутренней поверхности крепи и она должна быть по правилам безопасности равна 1,9 м в главных откаточных и вентиляционных выработках; 1,8 м – в участковых подготовительных выработках. Минимальная ширина выработки складывается из размеров размещаемого оборудования или передвижного состава с учётом прохода людей, и зазоров,

предусмотренных ПБ [3]. Минимальная ширина определяется на уровне верхней кромки подвижного состава или оборудования Рис.2.

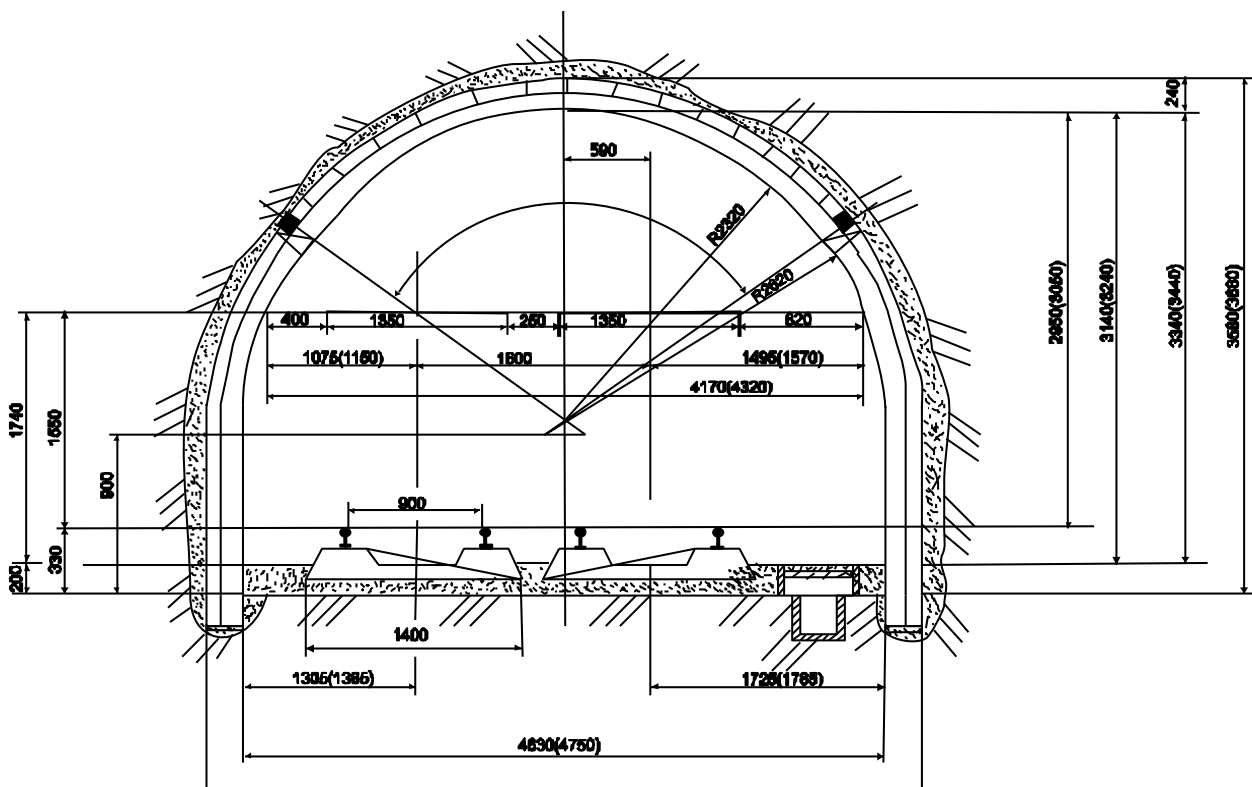


Рис. 2. – Типовое сечение выработки

Графически определяется минимальная ширина выработки в свету, а затем аналитически все другие её размеры и площадь поперечного сечения [4,5].

Если сечение выработки должно быть типовым, то нет необходимости пользоваться графическим способом, а сечение подбирается по ширине выработки (типовое с шириной равной или большей расчётной), отвечающее также другим требованиям, и с учётом осадки пород.

Габаритные размеры транспортного оборудования даны в альбомах типовых сечений [3,4]. По альбомам типовых сечений с учетом принятого вида крепи и транспорта при эксплуатации, количества путей, ширины колеи подбирают соответствующее поперечное сечение выработки, чтобы  $B_{min} \geq B_{mp}$ , и выписывают из альбомов все размеры и другие данные о нем.

Если крепь податливая, то нужно выписать все размеры после осадки и до осадки ( в скобках), так как выработка должна проводится по размерам до осадки.

Выбранное сечение проверяют по граничным в соответствии с ПБ скоростям воздуха  $V, \text{м/с}$ :

$$V = \frac{A_{\text{сут}} \cdot q_{\text{уч}} \cdot K_n}{864 \cdot S_{\text{св}} \cdot (c - c_0)}, \text{м/с}$$

где  $A_{\text{сут}}$  – суточная добыча участка, т;

$q_{\text{уч}}$  – относительная газообильность выемочного участка,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$K_n$  – коэффициент неравномерности газовыделения,  $K_n=1,28 \dots 2,43$ ;

$C$  и  $C_0$  – допустимое содержание метана соответственно в исходящей из очистного забоя и поступающей в очистной забой вентиляционной струе, ( $C=1\%$ ,  $C_0=0\%$ (максимум  $0,5\%$ ))

Должно соблюдаться условие:

$$V_{\text{max}} > V > V_{\text{min}}$$

Если  $V > V_{\text{max}}$ , надо принять ближайшее большее сечение и сделать повторную проверку.

### **1.1. Расчет постоянной крепи и определение площадей поперечного сечения выработки вчерне и в проходке**

Расчет заключается в проверке постоянной крепи, принятой в выбранном типовом сечении. Если проверка покажет, что крепь подходит для заданных горно-геологических условий, из альбома типовых сечений выписываются размеры выработки вчерне без изменений. В противном случае размеры выработки вчерне корректируются. При корректировке размеров вчерне к размерам в свету добавляется толщина крепи (с затяжкой при рамных крепях).

Площадь поперечного сечения выработки вчерне  $S_{\text{вч}}$  при скорректированных размерах может быть определена по формуле:

$$S_{\text{вч}} = S_{\text{лсв}} + S_{\text{бал}} + S_{\text{кр}} + S_{\text{кан}} + S_{\text{фун}},$$

где  $S_{\text{лсв}}$  – площадь поперечного сечения выработки в свету до осадки,  $\text{м}^2$ ;

$S_{\text{бал}}$  – площадь выработки ниже уровня баласта,  $\text{м}^2$ ;

$S_{\text{бал}} = l_n h_b$  ( $l_n$  – ширина выработки в свету по низу,  $\text{м}^2$ ;

$h_b$  – толщина баласта, м);

$S_{\text{кр}}$  – площадь, занимаемая крепью,  $\text{м}^2$ ;  $S_{\text{кр}} = \rho_{\text{кр}} T_{\text{кр}}$ ,  $\text{м}^2$

( $\rho_{\text{кр}}$  – периметр крепи, м;  $T_{\text{кр}}$  – толщина крепи с затяжкой, м);

$S_{\text{кан}}$  – площадь водосточной канавки, определяется по альбомам типовых сечений горных выработок [3,4] в зависимости от пропускной способности канавки,  $\text{м}^2$ ;

$S_{фун}$  – площадь сечения под фундаментами при бетонных креплениях, м<sup>2</sup>.

Площадь поперечного сечения выработки в проходке определяется по формуле:

$$S_{пр} = (1,03...1,06)S_{вч} .$$

### 1.2. Расчет трехшарнирной арочной крепи

На основании расчета требуемой ширины выработки на высоте подвижного состава из альбома типовых унифицированных сечений выбирается арочная крепь, удовлетворяющая условиям размещения оборудования в сечении выработки.

Исходными данными для расчета являются: ширина выработки по почве  $b_е$ , высота выработки  $f_0$ , радиус осевой дуги  $r$  и расстояние от почвы выработки до центра осевой дуги  $h$  (расчетная схема изображена в приложении Е, рис. Е.1). Порядок расчета следующий.

Определяется ширина свода, образующегося над выработкой:

$$b_c = b_e + \frac{2f_0}{\operatorname{tg} \frac{90^\circ + \varphi}{2}}, \text{ м,}$$

где  $\varphi$  – угол естественного откоса.

Определяется высота свода:

$$h_c = 0,8\sqrt[3]{H} \frac{b_c}{f}, \text{ м,}$$

где  $H$  – глубина заложения выработки, м.

Определяется давление горных пород на одну арку:

$$P = b_a h_c \gamma L \cdot 10^{-2}, \text{ кН,}$$

где  $\gamma$  – объемный вес пород, кг/м<sup>3</sup>;

$L$  – шаг установки крепи, м.

Определяется интенсивность давления на арку со стороны кровли:

$$q = \frac{P}{b_e}, \text{ кН/м.}$$

Определяется боковое давление на одну арку:

$$R_a = \frac{f_0 \gamma}{2} (2h_c + f_0) L \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2} \cdot 10, \text{ кН.}$$

Определяется интенсивность бокового давления:

$$q_1 = \frac{R_a}{f_0}, \text{ кН/м.}$$

Определяется горизонтальный распор от вертикальной нагрузки:

$$H_q = \frac{qb_a^2}{8f_0}, \text{ кН.}$$

Определяется реакция от бокового давления:

$$H_{q1} = \frac{q_1 f_0}{2}, \text{ кН.}$$

Определяются координаты опасного сечения:

$$x_0 = \sqrt{r^2 - \frac{(H_q - H_{q1} + q_1 h)^2}{(q - q_1)^2}}, \text{ м;}$$

$$y_0 = \sqrt{r^2 - x_0^2} + h, \text{ м.}$$

Определяется максимальный изгибающий момент:

$$M_{\max} = \frac{qb_e}{2} \left( \frac{b_e}{2} - x_0 \right) - \frac{q}{2} \left( \frac{b_e}{2} - x_0 \right)^2 - H_q y_0 + H_{q1} y_0 - \frac{q_1}{2} y_0^2 \cdot 10, \text{ кН}\cdot\text{м.}$$

Определяется момент сопротивления:

$$W = \frac{M_{\max} \cdot 10^2}{[\sigma_u]} = \frac{M_{\max} \cdot 10^2}{16}, \text{ см}^3.$$

По полученному моменту сопротивления выбираем сечение профиля (приложение Е) со значением момента сопротивления  $W_x$  большим расчетного. Также выписываем площадь сечения  $F$ ,  $\text{см}^2$ .

Определяется величина осевого усилия в опасном сечении:

$$N_{x_0} = -\frac{qb_e}{2} \frac{x_0}{r} + q \left( \frac{b_e}{2} - x_0 \right) \frac{x_0}{r} - H_q \frac{y_0 - h}{r} + H_{q1} \frac{y_0 - h}{r} - q_1 y_0 \frac{y_0 - h}{r} \cdot 10, \text{ кН.}$$

Определяем напряжение, возникающее в опасном сечении арки с учетом изгибающего момента и осевого сжатия:

$$\sigma_u = \frac{M_{\max} \cdot 10^2}{W_x} + \frac{N_{x_0}}{F}, \text{ кН/см}^2 \leq [\sigma_e].$$

Если расчетное напряжение превышает максимально допустимое напряжение для стальных конструкций  $16 \text{ кН/см}^2$ , необходимо принять профиль большего сечения и проверить максимальное напряжение в опасном сечении арки.

В качестве примера рассмотрим расчет крепи выработки для следующих условий: сечение выработки в свету –  $6,2 \text{ м}^2$ ; коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодряконова – 3; объемный вес пород –  $1950 \text{ кг/м}^3$ ; глубина заложения выработки – 300 м; шаг установки крепи – 0,7 м.

Из альбома типовых сечений принимаем расчетные величины арки: ширина по почве  $b_e=3,4 \text{ м}$ ; высота  $f_0=3,12 \text{ м}$ ; радиус осевой дуги  $r=1,7 \text{ м}$ ; расстояние от почвы выработки до центра осевой дуги  $h=1,42 \text{ м}$ .

Ширина свода, образующегося над выработкой:

$$b_c = b_a + \frac{2f_0}{\operatorname{tg} \frac{90^\circ + \varphi}{2}} = 3,4 + \frac{2 \cdot 3,12}{\operatorname{tg} \frac{90^\circ + 71^\circ 34'}{2}} = 4,41 \text{ м.}$$

Высота свода:

$$h_c = 0,8 \sqrt[3]{H} \frac{b_c}{f} = 0,8 \sqrt[3]{300} \frac{4,41}{3} = 7,8 \text{ м.}$$

Давление горных пород на одну арку:

$$P = b_a h_c \gamma L \cdot 10 = 3,4 \cdot 7,8 \cdot 1950 \cdot 0,7 \cdot 10^{-2} = 362 \text{ кН.}$$

Интенсивность давления на арку со стороны кровли:

$$q = \frac{P}{b_a} = \frac{362}{3,4} = 106 \text{ кН/м.}$$

Боковое давление на одну арку:

$$R_a = \frac{f_0 \gamma}{2} (2h_c + f_0) L \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2} = \frac{3,12 \cdot 1950}{2} (2 \cdot 7,8 + 3,12) 0,7 \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - 71^\circ 34'}{2} \cdot 10^{-2} = 10,5 \text{ кН.}$$

Интенсивность бокового давления:

$$q_1 = \frac{R_a}{f_0} = \frac{10,5}{3,12} = 3,4 \text{ кН/м.}$$

Горизонтальный распор от вертикальной нагрузки:

$$H_q = \frac{q b_a^2}{8 f_0} = \frac{106 \cdot 3,4^2}{8 \cdot 3,12} = 49 \text{ кН.}$$

Реакция от бокового давления:

$$H_{q1} = \frac{q_1 f_0}{2} = \frac{3,4 \cdot 3,12}{2} = 5,3 \text{ кН.}$$

Координаты опасного сечения:

$$x_0 = \sqrt{r^2 - \frac{(H_q - H_{q1} + q_1 h)^2}{(q - q_1)^2}} = \sqrt{1,7^2 - \frac{(49 - 5,3 + 3,4 \cdot 1,42)^2}{(106 - 3,4)^2}} = 1,65 \text{ м;}$$

$$y_0 = \sqrt{r^2 - x_0^2} + h = \sqrt{1,7^2 - 1,65^2} + 1,42 = 1,8 \text{ м.}$$

Максимальный изгибающий момент:

$$M_{\max} = \frac{q b_a}{2} \left( \frac{b_a}{2} - x_0 \right) - \frac{q}{2} \left( \frac{b_a}{2} - x_0 \right)^2 - H_q y_0 + H_{q1} y_0 - \frac{q_1}{2} y_0^2 \cdot 10 =$$

$$M_{\max} = \frac{106 \cdot 3,4}{2} \left( \frac{3,4}{2} - 1,65 \right) - \frac{106}{2} \left( \frac{3,4}{2} - 1,65 \right)^2 - 49 \cdot 1,8 + 5,3 \cdot 1,8 - \frac{3,4}{2} 1,8^2 \cdot 10 = 74,4$$

кН·м.

Определяется момент сопротивления:

$$W = \frac{M_{\max} \cdot 10^2}{[\sigma_c]} = \frac{74,4 \cdot 10^2}{16} = 465, \text{ см}^3.$$

Принимаем двутавр №30а:  $W_x = 518 \text{ см}^3$ ,  $F = 49,9 \text{ см}^2$ .

Величина осевого усилия в опасном сечении:

$$N_{x_0} = -\frac{qb_a}{2} \frac{x_0}{r} + q \left( \frac{b_a}{2} - x_0 \right) \frac{x_0}{r} - H_q \frac{y_0 - h}{r} + H_{q1} \frac{y_0 - h}{r} - q_1 y_0 \frac{y_0 - h}{r} 10 =$$

$$N_{x_0} = -\frac{106 \cdot 3,4 \cdot 1,65}{2 \cdot 1,7} + 106 \left( \frac{3,4}{2} - 1,65 \right) \frac{1,65}{1,7} - 49 \frac{1,8 - 1,42}{1,7} + 5,3 \frac{1,8 - 1,42}{1,7} - 3,4 \cdot 1,8 \frac{1,8 - 1,42}{1,7} 10$$

$$= -181, \text{ кН.}$$

Напряжение, возникающее в опасном сечении арки с учетом изгибающего момента и осевого сжатия:

$$\sigma_u = \frac{74,4 \cdot 10^2}{518} + \frac{181}{49,9} = 17,9, \text{ кН/см}^2.$$

Поскольку  $\sigma_u > 16 \text{ кН/см}^2$ , принимаем двутавр №33:  $W_x = 597 \text{ см}^3$ ,  $F = 53,8 \text{ см}^2$ .

Тогда:

$$\sigma_u = \frac{74,4 \cdot 10^2}{597} + \frac{181}{53,8} = 15,8, \text{ кН/см}^2.$$

### **1.3. Выбор способа выемки пород и проходческого оборудования**

Выбор способа выемки зависит от коэффициента крепости пересекаемых пород  $f$ . Способ выемки пород может быть буровзрывным или комбайновым. На выбор проходческого оборудования (буровой и погрузочной техники, тип комбайна, вид призабойного и магистрального транспорта) влияют, кроме коэффициента крепости пород  $f$ , ещё размеры выработки (площадь поперечного сечения, длина), угол её наклона, вид применяемой на шахте энергии, категория шахты по газовыделению.

При выборе способа выемки пород и проходческого оборудования надо пользоваться рекомендациями, приведенными в работах [5-7], а также в различных горных журналах.

Механический способ разрушения пород, в основном, ограничен коэффициентом крепости пересекаемых пород до 6, однако следует учитывать последние разработки, данные о которых ещё не вошли в справочную литературу (Приложение А табл. А.1) длина выработки не менее 300 м, площадь сечения ограничена технической характеристикой комбайна.

Буровзрывной способ разрушения применяется при любой крепости породы, когда применение механического способа невозможно или неэффективно. Данные по новой технике приведены в табл. А.2 и А.3.



Для проведения выработок по смешанным породам с резко отличными прочностными свойствами может быть применён комбинированный способ разрушения пород в забое.

Исходя из принятого способа разрушения пород, площади сечения, угла наклона выработки, её протяжённости выбирается проходческое оборудование для выполнения основных и вспомогательных процессов проходческого цикла, определяются виды и средства транспорта.

Определяется вид подрывки, форма забоя, решаются другие технологические вопросы и затем устанавливается последовательность выполнения проходческих процессов и операций.

Определяется схема проветривания выработки при проходке.

Приводится схема расположения проходческого оборудования и транспорта в выработке.

### ***Буровзрывные работы***

В этой части курсового проекта определяются параметры буровзрывных работ: тип ВВ и средства инициирования, расход ВВ на 1 м<sup>3</sup> породы и угля в массиве, расход ВВ на заходку и 1 м выработки, конструкция заряда шпура. По рассчитанным параметрам составляется паспорт буровзрывных работ, включающий схему расположения шпуров; данные о шпурах и зарядах; показатели паспорта БВР; схему взрывания и расположения постов. План примыкающих выработок студент составляет с помощью руководителя проекта. В разделе также надо описать производство буровзрывных работ.

Параметры БВР при контурном взрывании надо рассчитывать в соответствии с методикой [8]. При расчёте параметров, составлении паспортов и описании производства буровзрывных работ надо учитывать ПБ [2,4,5,6,9].

Определяется производительность бурения шпуров.

При бурении ручными электросвёрлами шпуров диаметром 36-42 мм в породах с  $f=2 - 5$ :

$$Q_3 = 10 \cdot n \cdot K_n \cdot K_0 / f, \text{ м/ч};$$

при бурении перфораторами в породах с  $f=5 - 16$ :

$$Q_3 = n \cdot K_n \cdot K_d \cdot K_n / (0,15 + a \cdot f), \text{ м/ч};$$

где  $K_d$  – коэффициент, учитывающий диаметр шпура (при  $d=32 - 36$  мм,

$K_d=1$ ; при  $d=45$  мм,  $K_d=0,7 - 0,72$ );

$K_0=0,8 - 0,9$  – коэффициент одновременности работы бурильных машин;  $a$  – коэффициент, учитывающий скорость бурения в различных породах (при  $f=5 - 10$ ,  $a=0,02$ ; при  $f=10$ ,  $a=0,03$ );

$K_{\Pi}$  – коэффициент, учитывающий тип перфоратора (для ПР – 30в и ПР – 24,  $K_{\Pi}=1,1$ , для остальных перфораторов  $K_{\Pi}=1$ );

$n$  – число бурильных машин;  $K_n=0,8 - 0,9$  – коэффициент надёжности.

При бурении бурильными установками:

$$Q_o = 60 \cdot n \cdot K_o \cdot K_n \cdot V_m / (1 + V_m \cdot \sum t), \text{ м/ч};$$

где  $n$  – число бурильных машин в установке,  $K_0=0,9$  – коэффициент одновременности в работе машин;

$\sum t = 1,0 \div 1,4, \text{ мин/м}$  – продолжительность вспомогательных работ (забуривание обратный ход переход к бурению следующего шпура и др.);

$V_m$  – машинная скорость бурения шпуров, м/мин, содержится в технической характеристике принятой установки.

#### **1.4. Определение сменной скорости проведения выработки комбайном**

Сменная скорость  $V_{см}$  проведения выработки комбайном со стреловидным рабочим органом при рельсовом транспорте может быть определена по следующей формуле:

$$V_{см} = \frac{T_{см} - t_{н.з.}}{\frac{1 * S_{вч}}{3600 m B v_{n. max} k_T} + \frac{S_{вч} \kappa_p (l / v_n + l / V_2 + Q)}{3600 v_{нар}} + \frac{\kappa_n T_{см}}{L H_{кр} \kappa_m n_k}},$$

где  $T_{см}$  – продолжительность смены, ч;

$t_{н.з.}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций,  $t_{н.з.}=0,5$  ч;

$m$  – толщина вынимаемого слоя,  $m=0,32$  м (ПК-3р),  $m=0,5$  м (4ПП-2М);

$B$  – величина захвата,  $B=0,4-0,55$  м;

$S_{вч}$  – площадь поперечного сечения вчерне,  $\text{м}^2$ ;

$V_{n. max}$  – макс. скорость передвижения рабочего органа поперек выработки,  $V_{n. max}=0,28$  м/с (ПК-3р),  $V_{n. max}=0,1$  м/с (4ПУ),  $V_{n. max}=0,14$  м/с (4ПП-2М, П110);

$k_T$  – коэффициент простоя комбайна по техническим причинам,  $k_T=0,9$ ;

$\kappa_p$  – коэффициент разрыхления породы,  $\kappa_p=1,6$ ;

$l$  – длина откатки горной массы из-под перегружателя до разминовки, м;

$V_2$  – скорость движения груженого состава,  $V_2=1$  м/с [10];

$v_n$  – скорость движения порожнего состава,  $v_n=1,5$  м/с [10];

$Q$  – время манёвров,  $Q=150\dots 200$  с;

$V_{нар}$  – вместимость состава вагонеток под перегружателем,

$$V_{нар} = \Psi V_в n_в, \text{ м}^3;$$

$\Psi$  – коэффициент заполнения вагонетки,  $\Psi=0,9$ ;

$V_в$  – вместимость вагонетки,  $\text{м}^3$ ;

$n_в$  – количество вагонеток;

$\kappa_n$  – коэффициент несовмещённого крепления,  $\kappa_n=0,3\dots 0,6$ ;

$L$  – расстояние между рамами крепи, м;

$H_{кр}$  – норма выработки на крепление рам (арок/чел.смену) [11]

$\kappa_m$  – коэффициент механизации крепления, при ручном креплении  $\kappa_m=1$ ;

$n_k$  – количество проходчиков на креплении,  $n_k=3\dots 6$ .

При этих же комбайнах и конвейерном транспорте в 
$$\frac{S_{вч} \kappa_p (l/v_n + l/v_2 + Q)}{3600 v_{нар}}$$

подставляют выражение  $T_{см} / l_p H_p n_p$ ,

где  $l_p$  – длина рештака конвейера, м;

$H_p$  – норма выработки на наращивание конвейеров, рештаков в чел.смену;

$n_p$  – количество проходчиков,  $n_p=3\dots 5$ .

Сменная скорость проведения выработки комбайном может быть определена по трудоемкости работ на проходку 1м выработки по формуле:

$$V_c = \frac{n^* \kappa_n}{n_{мз}},$$

где  $n$  – количество проходчиков в смене;

$\kappa_n=1,05\dots 1,3$  – коэффициент перевыполнения норм выработки;

$n_{мз}$  – трудоёмкость работ на 1м проходки выработки, чел.смен/м.

$$\kappa'_n = \frac{v'_{см} n_{мз}}{n}.$$

где  $V_i$  – объем  $i$ -ой работы на проходку 1м выработки;

$H_i$  – принятая норма выработки на  $i$ -ую работу.

$V_{см}$  надо согласовать с расстоянием между рамами крепи, при этом необходимо определить новый  $\kappa_n$ , при скорректированной скорости:

$$n_{мз} = \sum \frac{V_i}{H_i},$$

Кроме того, описываются технологические процессы при комбайновом проведении выработки, обосновывается схема обработки забоя исполнительным органом комбайна, рассчитывается эксплуатационная производительность комбайна:

$$Q_э = \frac{A \cdot Q_г}{1/K_э + (t_в + t_0) \cdot V/l}, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где  $Q_г$  – техническая производительность комбайна, м<sup>3</sup>/мин;

$A=0,8$  – коэфф., учитывающий регламентированные простои в работе;

$K_э=0,9$  – коэффициент готовности комбайна;

$t_в$  – время, затраченное на вспомогательные операции в одном рабочем цикле по отработке забоя (заглубление коронки, замена резцов, обработка породных стен и почвы и т. п.);

$t_0$  – время простоя комбайна по организационным причинам;

$V$  – скорость проведения выработки, м/мин;

$l$  – шаг крепи, м.

Можно принимать следующие значения входящих в формулу 5 параметров для различных типов комбайнов:

$K_э$ : 4ПП2м, 1ПК3р, 4ПУ, 4ППБ – 0,88; 1ГПКС – 0,91; П110, П220, КСП – 21, КСП – 32 – 0,94;

$t_в$ , мин: 1ПК3р, 4ПУ – 12; 4ПП2м, 4ПП5 – 16; П110, П220, КСП32 – 13; 1ГПКС – 11; КСП – 21 – 10;

$t_0$ , мин: – 35 – 50;

$V$ , м/мин. породный забой – 0,02; смешанный забой – 0,03; угольный забой – 0,04.

### **1.5. Проветривание выработки**

В зависимости от категории шахты по газовыделению обосновывается и изображается на листе графической части схема проветривания выработки при проведении с учётом примыкающих выработок. Выбирается оборудование для проветривания (вентиляторы, трубопроводы, вентиляционные сооружения). Указываются меры безопасности, касающиеся проветривания сооружаемой выработки.

Схема проветривания проходимой выработки (рис.3) должна быть увязана с примыкающими выработками или с системой разработки. На ней должны быть проставлены все размеры и показано направление движение воздуха.

Время проветривания принимается в соответствии с ПБ в пределах 15..30мин. По источникам [5,6] ориентировочно подбираются вентиляторы, вентиляционные трубы. При разработке схемы должны учитываться ПБ [2,3].

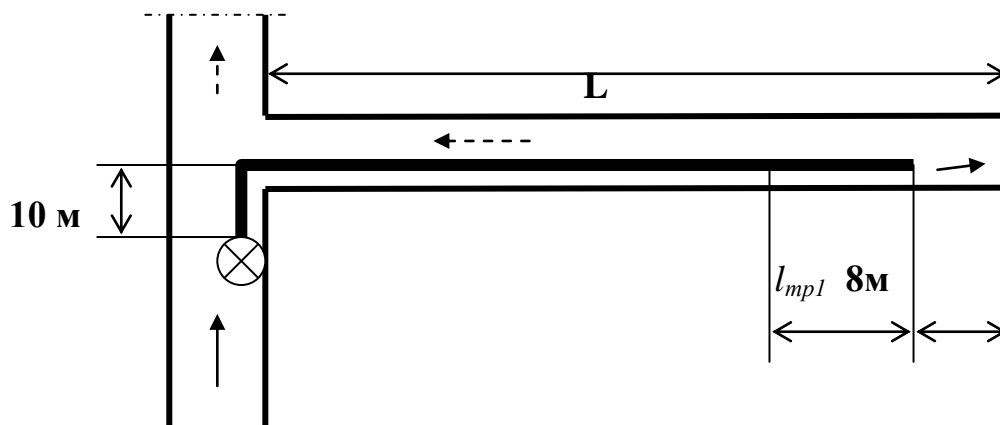


Рис.3. - Схема проветривания тупиковой выработки

Расчет проветривания выполняется для тупиковой выработки по следующей методике.

#### 1.5.1. Определение ожидаемого метановыделения в проходимую тупиковую выработку

Абсолютное метановыделение проектируемой тупиковой выработки  $I_{п}$  ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) определяется по выражению

$$I_{п} = I_{нов} + I_{о.у.п}$$

где  $I_{нов}$  – абсолютное метановыделение из неподвижных обнаженных поверхностей пласта в тупиковой выработке,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;

$I_{о.у.п}$  – абсолютное метановыделение из отбитого угля,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

Абсолютное метановыделение с неподвижных обнаженных поверхностей пласта определяется по формуле:

$$I_{нов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{п} \cdot v_{п} \cdot (X - X_0) \cdot K_T$$

где  $m_{п}$  – полная мощность угольных пачек пласта, м;

$v_{п}$  – планируемая скорость подвигания забоя тупиковой выработки, м/сут;

$X$  – природная метаноносность угольного пласта на глубине залегания планируемой к проведению тупиковой выработки,  $\text{м}^3/\text{т}$ ; определяется по формуле

$$X = X_{г} \cdot k_{WA_3}$$

где  $X_{г}$  – природная метаноносность пласта на глубине для которой определено фактическое метановыделение,  $\text{м}^3/\text{т}$  с.б.м.; принимается по данным геологической разведки.

$k_{WA_3}$  – коэффициент пересчета метаноносности пласта на уголь, (доли ед.)  
находится по формуле:

$$k_{WA_3} = \frac{100 - W - A_3}{100}$$

$W, A_3$  – соответственно пластовая влажность и зольность угля, % ;

$X_0$  – остаточная метаноносность угля, м<sup>3</sup>/т; определяется по формуле:

$$X_0 = X_{ог} \cdot k_{WA_3}$$

где  $X_{ог}$  – остаточная метаноносность угля, м<sup>3</sup>/т.с.б.м; определяется в зависимости от выхода летучих из угля по табл.1.  $k_T$  – коэффициент, учитывающий изменение метановыделение во времени, доли ед.; зависит от времени  $T_{np}$ , прошедшего от начала выработки до момента определения  $I_{нов}$ ; принимается по табл. 2. или рассчитывается по формуле:

$$k_T = 1 - 0,91 \exp(-0,022T_{np})$$

Время проведения участка выработки  $T_{np}$  рассчитывается как частное от деления длины призабойного участка на скорость проведения выработки.

Метановыделение из отбитого угля  $I_{оуп}$ , м<sup>3</sup>/мин зависит от способа выемки и определяется следующим образом.

Таблица 1. Остаточная метаноносность углей

Выход летучих веществ, %	2-8	8-12	12-18	18-26	26-35	35-42	42-50
Остаточная метаноносность углей $X_{ог}$ м <sup>3</sup> /т.с.б.м	12,1-5,3	5,3-4,1	4,1-3,2	3,2-2,6	2,6-2,2	2,2-1,9	1,9-1,7

Таблица 2. Значения коэффициента  $k_T$  в зависимости от  $T_{np}$

$T_{np}$ сут.	$k_T$	$T_{np}$ сут.	$k_T$	$T_{np}$ сут.	$k_T$
1	0,11	15	0,35	75	0,83
2	0,13	20	0,41	90	0,87
3	0,15	25	0,47	105	0,91
4	0,17	30	0,53	120	0,94
5	0,18	45	0,66	150	0,97
10	0,27	60	0,76	200	1,00

При выемке угля комбайнами, буровым способом (выбуриванием) или отбойными молотками рассчитывается по выражению:

$$I_{\text{о.у.п}} = jk_{\text{my}} (X - X_o)$$

где  $j$  – техническая производительность комбайна, бурового станка или суммарная производительность проходчиков по выемке угля, т/мин. Принимается для комбайнов по табл. 3, для буровых станков – по их техническим характеристикам, а при выемке угля отбойными молотками – по формуле:

$$j = \frac{n_{\text{пр}} N_e}{60T_{\text{см}}}$$

где  $n_{\text{пр}}$  – число проходчиков, одновременно работающих в смене по выемке угля;

$N_e$  – норма выработки одного проходчика по выемке угля отбойным молотком, т/смену;

$T_{\text{см}}$  – время работы проходчиков в смене по выемке угля, ч.

$k_{\text{my}}$  – коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого угля, доли ед.; находим по формуле:

$$k_{\text{my}} = aT_y^b$$

где  $a, b$  – коэффициент, характеризующие газоотдачу из отбитого угля. Принимаются при дегазации отбитого угля  $T_y \leq 6$  мин, соответственно равными 0,052 и 0,71; а при  $T_y \geq 6$  мин  $a = 0,118$ ,  $b = 0,25$ .

$T_y$  – время нахождения (дегазации) угля в призабойном пространстве, мин;

Значение  $T_y$  рассчитывается по формуле:

$$T_y = \frac{S_{\text{уг}} l_y \gamma}{j}$$

где  $S_{\text{уг}}$  – площадь сечения выработки по углю в проходке, м<sup>2</sup>;

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

$l_y$  – подвигание забоя за цикл непрерывной работы комбайна, бурового станка, отбойных молотков, м; принимается для комбайнов при мощности пласта меньшей диаметра коронки (барабана), равным длине коронки (барабана), а при мощности пласта большей диаметра резцовой коронки – расстоянию между арками, но не менее 1 м; при выбуривании пласта – подвиганию забоя за цикл, а при выемке угля отбойными молотками – шагу крепи.

Таблица 3. Техническая производительность нарезного и проходческих комбайнов

Тип комбайна	ЧПП2Щ	ЧПП2М	КН78	ЧПП5	ЧПУ	ПКЗР	ГПКСН, ЧПП2	ГПКС, ГПКСП, ГПКСВ
Техническая производительность комбайна, т/мин	0,5	0,7	0,8	1,0	1,2	1,4	1,5	1,8

При проведении выработок буровзрывным способом  $I_{о.у.п}$  определяется по формуле:

$$I_{о.у.п} = 9 \cdot 10^{-3} S_{yz} l_{вз} \gamma (X - X_o)$$

где  $l_{вз}$  – подвигание угольного забоя за взрывание, м;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Максимальное метановыделение в призабойное пространство при ведении буровзрывных работ по углю определяется по формуле:

$$I_{о.у.п} = 0,05 S_{yz} l_{вз} \gamma (X - X_o)$$

Метановыделение в призабойное пространство проходимой тупиковой выработки  $I_{з.п}$  (м<sup>3</sup>/мин) при выемке угля комбайнами, отбойными молотками или выбуриванием определяется по формуле:

$$I_{з.п} = I'_{пов} + I_{о.у.п}$$

где  $I'_{пов}$  – абсолютное метановыделение из неподвижных обнаженных поверхностей пласта в пределах зоны (длина призабойной зоны  $l_{з.п}=20$ м) м<sup>3</sup>/мин;

$$I'_{пов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{п} \cdot v_{п} \cdot (X - X_o) \cdot \kappa'_T$$

$$\kappa'_T = 1 - 0,91 \cdot \exp(-0,022 T'_{пр})$$

где  $T'_{пр}$  – время, прошедшее от начала проведения выработки до момента, для которого определяется параметр  $I'_{пов}$ , сут; при расчете параметра

$I'_{пов}$  для призабойной зоны выработки:

$$T'_{пр} = \frac{L}{v_{п}} = \frac{20}{v_{п}}$$

### 1.5.2. Расчет расхода воздуха для проветривания проходимых тупиковых выработок

Расход воздуха для проветривания проходимых тупиковых выработок рассчитывается: по выделению метана или углекислого газа, числу людей, средней минимальной скорости воздуха в выработке; по газам, образующимся при взрывных работах; минимальной скорости воздуха в призабойном пространстве выработки с учетом его температуры и влажности.

Расчет расхода воздуха производится для призабойного пространства ( $Q_{з.п}$ ) и в целом для выработки ( $Q_n$ ).



Расчет расхода воздуха по выделению метана следующий.

При выемки угля в проходимой тупиковой выработке комбайном, отбойным молотками или выбуриванием пласта, а также при проходке стволов, расход воздуха для проветривания призабойной зоны выработки по выделению метана (углекислого газа):

$$Q_{з.п} = \frac{100I_{з.п}}{C - C_0},$$

где  $Q_{з.п}$  – расход воздуха, который необходимо подавать в призабойное пространство тупиковой выработки, ствола, м<sup>3</sup>/мин;

$I_{з.п}$  – метановыделение на призабойном участке проходимой тупиковой выработки, м<sup>3</sup>/мин (определяется в соответствии с пунктом 1.1);

$C$  – предельно допустимая концентрация метана в исходящей струе выработки (по Правилам безопасности в угольных шахтах – не более 1%), %;

$C_0$  – концентрация метана в струе воздуха, поступающего в тупиковую выработку (для проектируемых выработок – 0,05%), %.

При взрывном способе выемки угля в тупиковых выработках, проводимых по угольным пластам (для шахт, опасных по газу), определяется по формуле:

$$Q_{з.п} = \frac{S \cdot l_{з.мп}}{k_{м.д}} \left[ \frac{71 \cdot I_{з.п \max}}{S \cdot l_{з.мп} (C_{\max} - C_0) + 18 \cdot I_{з.п \max}} \right]^2$$

где  $S$  – площадь поперечного сечения выработки в свету, м<sup>2</sup>

$l_{з.мп}$  – расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя выработки, м; принимается согласно требованиям ПБ;

$k_{м.д}$  – коэффициент турбулентной диффузии; принимается равным 1,0 при  $S \leq 10 \text{ м}^2$  и 0,8 при большем сечении выработки в свету;

$I_{з.п \max}$  – максимальное метановыделение в призабойном пространстве после взрывания по углю, м<sup>3</sup>/мин; определяется согласно пункта 1;

$C_{\max}$  – допустимая максимальная концентрация метана в призабойном пространстве после взрывания по углю (принимается равной 2%), %.

Расчет расхода воздуха для проветривания тупиковой выработки, ствола по газам, образующимся при взрывных работах, осуществляются по формуле:

$$Q_{з.п} = \frac{2,25}{T} \cdot \sqrt[3]{\frac{V_{вв} \cdot S^2 \cdot l_n^2 \cdot K_{обв}}{K_{ум.мп}^2}},$$

где  $V_{вв}$  – объем вредных газов, образующихся после взрывания, л;

$$V_{вв} = 100B_{уг} + 40B_{пор};$$

$B_{уг}$ ,  $B_{пор}$  – масса, одновременно взрывааемых ВВ по углю и по породе, соответственно, кг; если взрывание по углю и породе производится отдельно (в не-

сколько приемов), то при расчете  $Q_{з.п}$  принимается максимальное значение  $V_{вв}$ ;

$T$  – время проветривания выработки после взрывания, принимается согласно ПБ – 30мин;

$S$  – средняя площадь поперечного сечения выработки в свету при переменном сечении, м<sup>2</sup>;

$l_n$  – длина тупиковой части выработки, для горизонтальных и наклонных выработок длиной более 500м, вместо  $l_n$  подставляется критическая длина  $l_{н.кр}=500м$ ;

$k_{обв}$  – коэффициент обводненности выработки, принимается по табл.4;

Расчет расхода воздуха по числу людей производится по формуле:

$$Q_{з.п} = 6n_{з.п}$$

где  $n_{з.п}$  – максимальное количество людей, находящихся в призабойной зоне выработки, чел.;

Таблица 4

Значения коэффициента обводненности  $k_{обв}$

Характеристика выработок	$k_{обв}$
Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки проводятся по сухим породам. Стволы сухие (приток до 1 м <sup>3</sup> /ч) любой глубины и обводненные глубиной не более 200 м.	0,8
Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки частично проводятся по водоносным породам (влажные выработки). Стволы обводненные (приток до 6 м <sup>3</sup> /ч) глубиной более 200 м. Капеж..	0,6
Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки на всю длину проводятся по водоносным породам или с применением стационарных водяных завес (обводненные выработки). Стволы обводненные (приток от 6 до 15 м <sup>3</sup> /ч) глубиной более 200 м, капеж в виде дождя.	0,3
Стволы обводненные (приток более 15 м /ч) глубиной более 200 м. Капом в виде ливня	0,15

Расход воздуха для проветривания призабойной зоны по средней минимально допустимой правилами безопасности скорости движения воздуха в выработке:

$$Q_{з.п} = 60v_{min} S$$

где  $V_{min}$  – средняя минимально допустимая скорость движения воздуха в выработке, м/с; принимается в соответствии с действующими ПБ,  $V_{min}=0,5м/с$ .

$S$  – площадь поперечного сечения выработки в свету на призабойном участке, м<sup>2</sup>;

Расход воздуха по минимальной скорости воздуха в призабойном пространстве тупиковой выработки в зависимости от температуры и относительной влажности воздуха:

$$Q_{з.п} = 20v_{з.мин} S$$

где  $V_{з.мин}$  – минимально допустимая согласно ПБ скорость воздуха в призабойном пространстве выработки в зависимости от температуры и относительной влажности, м/с; принимается по табл.5 в зависимости от предполагаемой температуры  $t$ ,  $CO$ , и относительной влажности воздуха  $\varphi\%$ .

Окончательно принимается максимальное для всех расчетных значений  $Q_{з.п}$

Таблица 5. Значение скорости движения воздуха в призабойной зоне выработки

Скорость воздуха, м/с	Допустимая температура $t$ °С, при относительной влажности воздуха $\varphi, \%$		
	75 и менее	76-90	Свыше 90
до 0,25	24	23	22
0,26-0,50	25	24	23
0,51-1,00	26	25	24
1,01 и более	26	26	25

Расход воздуха для проветривания всей тупиковой выработки по газовыделению  $Q_n$  (м<sup>3</sup>/мин) при любых способах ее проведения определяется по формуле:

$$Q_n = \frac{100I_n k_{н.н}}{C - C_0},$$

где  $I_n$  – метановыделение в тупиковой выработке, м<sup>3</sup>/мин (определяется в соответствии с пунктом 2.5.1);

$k_{н.н}$  – коэффициент неравномерности газовыделения в тупиковой выработке; принимается равным 1,0, а в условиях Днепровского бурогоугольного бассейна – 2,4 для выработок, проводимых в угольном массиве, и 3,3 для выработок, проводимых вприсечку к выработанному пространству.

## 1.6. Выбор средств проветривания тупиковых выработок

### 1.6.1. Выбор трубопровода

При проведении горизонтальных и наклонных выработок для вентиляционных трубопроводов в зависимости от способа проветривания могут применяться как жесткие, так и гибкие вентиляционные трубы.

При нагнетательном способе проветривания, как правило, применяются гибкие вентиляционные трубы, а при всасывающем — жесткие. Диаметр тру-

бопровода выбирается в зависимости от его длины и расхода воздуха на выходе из трубопровода  $Q_{mp}$ , если воздух подается в призабойное пространство по одному трубопроводу, расчетный расход воздуха для проветривания призабойного пространства, равен  $Q_{mp} = Q_{з.п}$ .

Ориентировочно диаметр гибких труб типов 1А и 1Б можно принимать согласно табл. Б.1.

### 1.6.2. Коэффициент утечек воздуха

Коэффициент утечек воздуха для гибких трубопроводов из труб типа 1А (1Б) диаметром 0,6-1,0 м принимается по табл. 6, в зависимости от длины трубопровода и расхода воздуха в конце его ( $Q_{з.п}$ ).

Для уменьшения коэффициента утечек воздуха и аэродинамического сопротивления гибких трубопроводов следует применять комбинированный вентиляционный трубопровод из гибких труб типов 1А и 1Б и введенного внутрь их полиэтиленового рукава и конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава. Комбинированный трубопровод рекомендуется применять при диаметре труб 0,6 м и более и длине трубопровода более 400 м. Длина конечного участка без полиэтиленового рукава составляет 150-200 м. (комбинированный трубопровод допускается применять только со специальным пуско-регулирующим устройством.)

При использовании комбинированного гибкого трубопровода коэффициент утечек воздуха определяется по формуле:

$$k_{ум.мп} = k_{ум.мп1} k_{ум.мп2},$$

где  $k_{ум.мп1}$  – коэффициент утечек воздуха для конечного участка трубопровода (без полиэтиленового рукава) – по табл. Б.1;

$k_{ум.мп2}$  – коэффициент утечек воздуха для участка трубопровода с полиэтиленовым рукавом (табл. 6). При определении значения  $k_{ум.мп2}$  по табл. 6 новое значение величины расхода воздуха в конце трубопровода  $Q'_{з.п}$  следует определять по формуле:

$$Q'_{з.п} = Q_{з.п} k_{ум.мп1}.$$

### 1.6.3. Расчетный режим работы вентилятора местного проветривания

Для выбора вентилятора местного проветривания необходимо определить расчетный режим его работы: подачу  $Q_v$  (м<sup>3</sup>/с) и депрессию  $h_v$  (даПа).

Подача вентилятора, работающего на гибкий или жесткий трубопровод, определяется по формуле:

$$Q_v = Q_{з.п} \cdot k_{ум.мп},$$

**Таблица 6. Значения коэффициентов утечек воздуха для трубопроводов с полиэтиленовым рукавом**

Длина трубопровода, м	Диаметр трубопровода, м	Значения коэффициента утечек воздуха при $Q_{з.п}$ (м <sup>3</sup> /мин)			
		до 150	151-300	301-450	451-600
до 500	0,6-1,0	1,01-1,01	1,02-1,01	1,04-1,01	1,06-1,01
501-600	0,6-1,0	1,02-1,01	1,04-1,01	1,06-1,01	1,08-1,01
601-800	0,6-1,0	1,04-1,01	1,07-1,01	1,11-1,01	1,15-1,02
801-1000	0,6-1,0	1,04-1,01	1,10-1,02	1,15-1,02	1,19-1,03
1001-1500	0,6	1,11	1,23	1,25	—
	0,8-1,0	1,03-1,02	1,06-1,03	1,11-1,05	1,14-1,06
1501-2000	0,6	1,19	1,45	1,71	—
	0,8-1,0	1,06-1,03	1,14-1,06	1,19-1,09	1,28-1,12
2001-2500	0,6	1,38	1,56	—	—
	0,8-1,0	1,12-1,04	1,23-1,10	1,35-1,4	1,40-1,19

Депрессия вентилятора, работающего на гибкий вентиляционный трубопровод или гибкий комбинированный трубопровод (депрессия трубопровода), определяется по формуле:

$$h_g = h_{mp} = R_{mp.ч} \cdot Q_g^2 \cdot \left( \frac{0,59}{k_{ym.mp}} + 0,41 \right)^2,$$

где  $R_{mp.г}$  – аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, кж/м (даПа с<sup>2</sup>/м<sup>6</sup>); определяется по формуле:

$$R_{mp.г} = r_{mp} \cdot (l_{mp} + 20 \cdot d_{mp} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{mp} \cdot n_2),$$

где  $r_{mp}$  – удельное аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, кж/м; для труб типа 1А, 1В при длине звена 20 м значение это принимается для диаметров 0,2(0,21)м – 7,86кж/м; 0,3м – 1,33кж/м; 0,4м – 0,304кж/м; 0,5м – 0,177кж/м; 0,6м – 0,071кж/м; 0,8м – 0,0161кж/м; 1,0м – 0,0053кж/м .

$n_1$  и  $n_2$  – число поворотов трубопроводов на 90° и 45° соответственно.

Аэродинамическое сопротивление гибкого комбинированного вентиляционного трубопровода  $R_{mp.к}$ , определяется по формуле:

$$R_{тр.к} = r_{тр.1} (l_{mp1} + 20d_{mp1}n_1 + 10d_{mp1}n_1) + r_{mp2} (l_{mp2} + 20d_{mp2}n_2 + 10d_{mp2}n_2)$$

где  $l_{mp1}$  – длина конечного участка трубопровода без полиэтилен. рукава, м;

$d_{mp1}$  – диаметр конечного участка трубопровода без полиэтилен. рукава, м;  
 $r_{mp.2}$  – аэродинамическое сопротивление 1м трубопровода с полиэтиленовым рукавом; принимается равным 0,0194; 0,0046 и 0,00153 кμ/м при диаметре труб 0,6; 0,8 и 1,0 м соответственно;

$l_{mp2}$  – длина участка трубопровода с полиэтиленовым рукавом, м;

$d_{mp2}$  – диаметр участка трубопровода с полиэтиленовым рукавом, м.

#### 1.6.4. Выбор вентилятора местного проветривания

Для проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок и вертикальных стволов при их проходке следует принимать вентиляторы, аэродинамические характеристики которых приведены в приложении Б.

Предварительный выбор вентилятора производится путем совмещения расчетного режима его работы ( $Q_{вр}$ ,  $h_{вр}$ ) с графиками аэродинамических характеристик вентиляторов приведенных в Приложение Б. Для проветривания следует принимать вентилятор, аэродинамическая характеристика которого проходит через расчетную точку ( $Q_{вр}$ ,  $h_{вр}$ ) или лежит выше ее (расчетная точка должна попасть в область работы выбранного вентилятора). Если расчетные параметры выходят за пределы области промышленного использования вентилятора, то выбирается более мощный вентилятор.

Для определения фактической подачи вентилятора выбранного вентилятора необходимо построить и нанести аэродинамическую характеристику трубопровода на график аэродинамических характеристик вентилятора. Построение характеристики трубопровода производится в следующем порядке:

1. Задаваясь последовательно значениями  $Q_{з.п}$  – 1, 2, 3 м<sup>3</sup>/с и т.д., определяются соответствующие значения  $Q_v$  и  $h_v$  (результаты расчетов представляются в виде таблицы 7);

2. Используя оси координат ( $h - Q_v$ ), на характеристику выбранного вентилятора наносятся точки с соответствующими координатами ( $h_i$ ,  $Q_i$ ) и соединяются плавной кривой (рис.4, кривая 1).

3. На кривую 1 наносится точка (В), характеризующая расчетные величины депрессии и подачи вентилятора ( $Q_{вр}$ ,  $h_{вр}$ ).

4. Координаты точки пересечения (точка А) характеристик трубопровода с вышележащей рабочей характеристикой вентилятора (кривая 2) определяют фактический режим работы вентилятора ( $h_{ф}$ ,  $Q_{ф}$ ).

5. Описывается выбранный вентилятор (тип, рабочие параметры).

После выбора ВМП и трубопровода производится проверка расхода воздуха в устье тупиковой выработки  $Q_{п.р}$  по достаточности его для разбавления метана до допустимой концентрации, для чего должно соблюдаться условие:

$$Q_{\text{ВМП}} \geq Q_{\text{п}}$$

Если условие не соблюдается, то значение подачи вентилятора принимается равным  $Q_p$ , что позволит разбавить метан в устье проходимой выработки до безопасной концентрации.

Таблица 7. Аэродинамическая характеристика трубопровода

Q	1	2	3	4	....	n
k	$k_{уг.тр1}$	$k_{уг.тр2}$	$k_{уг.тр3}$	$k_{уг.тр4}$	....	$k_{уг.тр n}$
Q	$Q_{в1}$	$Q_{в2}$	$Q_{в3}$	$Q_{в4}$	....	$Q_{вn}$
h,	$h_1$	$h_2$	$h_3$	$h_4$	....	$h_n$

В соответствии с требованиями действующих Правил безопасности вентилятор для проветривания проходимой тупиковой выработки может устанавливаться в выработке, проветриваемой общешахтным вентилятором, только при выполнении условия  $Q_{вс} \geq 1,43 \cdot Q_{вмп.}$ , где  $Q_{вс}$  – расход воздуха в выработке у всаса вентилятора местного проветривания,  $м^3/мин.$

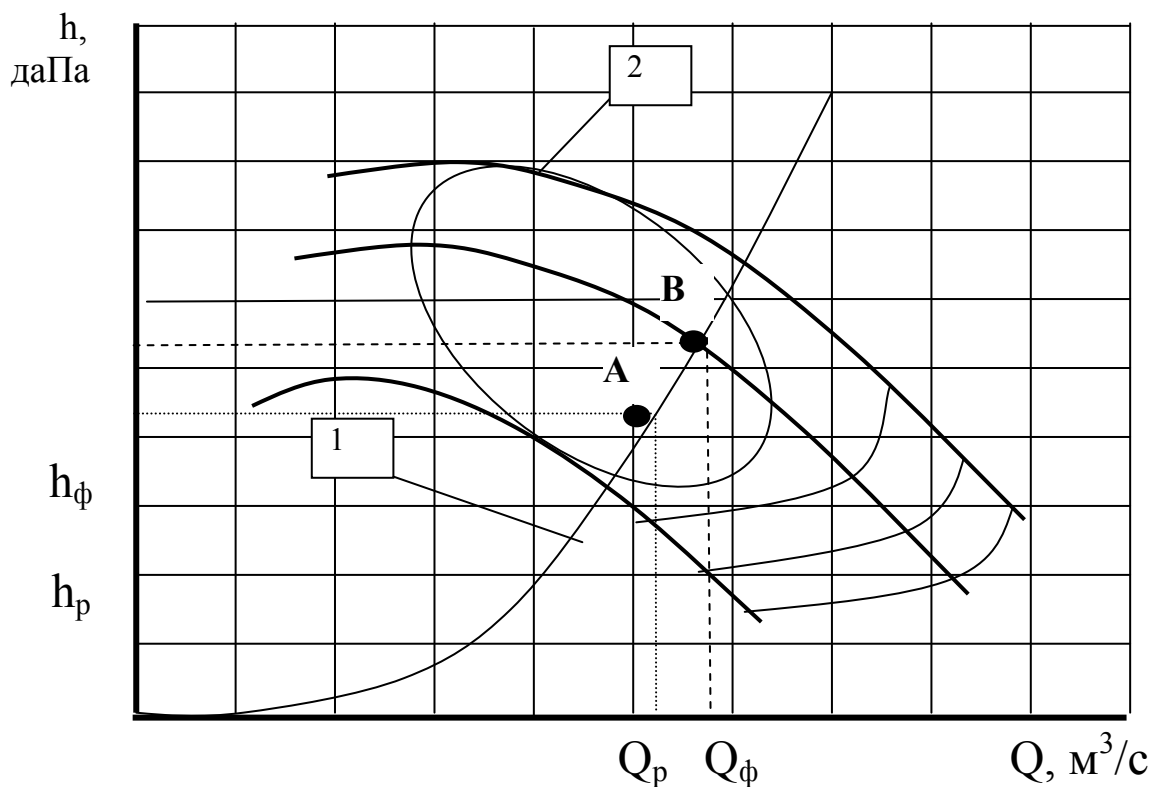


Рис.4 Определение режима работы вентилятора  
 1 – аэродинамическая характеристика трубопровода  
 2 – аэродинамическая характеристика вентилятора

### 1.7. Погрузка горной массы

В данном разделе описать работы по погрузке горной массы при буровзрывном или комбайновом способе проходки выработки. Описание включает:

схему погрузки (обмен груженных вагонеток на порожние, средства призабойного транспорта, обменные устройства), указания по производству и составу работ [10], расстановке проходчиков по рабочим местам и перечень их обязанностей, основные корректировки норм выработки по погрузке горной массы, мероприятия по борьбе с пылеобразованием и травматизмом.

Приводятся меры безопасности при погрузке и снижению пылеобразования.

Рассчитывается производительность погрузки горной массы погрузочными машинами:

При погрузке в одиночные вагонетки:

$$Q_6 = \frac{1}{\varphi \cdot \alpha [1/Q_T + t_3 \cdot (V_6 \cdot k_3)] + (1 - \alpha) \cdot \beta \cdot \phi / (n_p \cdot p_n)}$$

при погружении перегружателей:

$$Q_6 = \frac{1}{\varphi \cdot \alpha [1/Q_T + t_c \cdot (N_6 \cdot k_3 \cdot n_c)] + (1 - \alpha) \cdot \beta \cdot \phi / (n_p \cdot p_n)}$$

при применении конвейера:

$$Q_6 = \frac{1}{\varphi \cdot \alpha / Q_T + (1 - \alpha) \cdot \beta \cdot \phi / (n_p \cdot p_n)}$$

где  $\varphi=1,15 - 1,2$  – коэффициент, учитывающий проведение подготовительных и заключительных работ, возведение временной крепи, ремонт и смазку машины и другие простои;

$\alpha$  – доля объёма 1-й фазы ( $\alpha=0,85 - 0,90$ );

$Q_m$  – техническая производительность погрузочной машины или скреперной установки, м<sup>3</sup>/ч;

$V_6$  – объём вагонетки;

$k_3=0,9$  – коэффициент заполнения вагонетки;

$t_3$  – время замены гружёной вагонетки на порожнюю, ч;

$t_c$  – время замены гружёной партии вагонеток на порожнюю, ( $t_3= 0,01 - 0,02$  ч,  $t_c=0,02 - 0,03$  ч);

$n_c$  – число вагонеток под перегружателем;

$n_p=2 - 4$  – число рабочих на подкидке породы (при  $f>3$   $p_n=0,8 - 1$  м<sup>3</sup>/ч);

$\beta=0,6 - 1$  – коэф., учитывающий совмещение подкидки с работой машины.

### **1.8. Крепление выработки**

Необходимо детально описать конструкцию и размеры постоянной и временной крепи, а также указывается порядок возведения крепи, средства механизации возведения крепи, расстановка проходчиков.



Описание крепления должно включать указания по механизации, производству и составу работ [11], расстановке проходчиков, перечень их обязанностей, обоснование корректировки норм выработки.

Обосновывается влияние процесса крепления и его качества на механические процессы вокруг выработки и её устойчивость. Указываются меры безопасности при креплении.

### ***1.9. Прочие работы проходческого цикла***

В данном разделе следует описать: устройство постоянного и временного рельсовых путей (тип рельсов, вид шпал, расстояние между шпалами, конструкция временного пути); работы по настилке пути, наращиванию конвейера (если принят конвейерный транспорт); работы по разделке и креплению водосточной канавки, конструкцию её крепи; способы доставки материалов к забою; навеска вентиляционных труб, кабелей (силовых, осветительных, телефонных), труб сжатого воздуха и орошения и других коммуникаций.

Должны быть приведены указания по производству и составу работ [11].

### ***1.10. Сооружение технологического отхода и сопряжения***

В данном подразделе описывается схема, оборудование и организация проходки технологического отхода и сопряжения [12].

### ***1.11. Водоотлив и оградительные барьеры при проведении наклонных выработок сверху вниз***

Описывается схема, оборудование и организация водоотлива при проходке. При рассмотрении вопросов водоотлива надо обосновать схему водоотлива (одноступенчатую или двух- трехступенчатую), рассчитать подачу забойного насоса и выбрать его тип, определить количество перекачных станций и описать их. Описать конструкцию и указать места установки оградительных барьеров.

### ***1.12. Освещение забоя и выработки, маркшейдерский контроль, связь***

Дается характеристика маркшейдерского контроля при проходке выработки (задание направления, соблюдение профиля пути, замер качества и объема работ). В этой части должны быть описаны: способ освещения забоя и пространства до обменных устройств и всей выработки; методы контроля за направлением выработки в горизонтальной плоскости и за профилем пути, качеством и объемом выполненных работ; виды связи забоя с остальными выработками, верхней приёмной площадкой и машинистом подъёмной лебёдки.

### ***1.13. Мероприятия по борьбе с выбросами пород и угля***

В том случае, когда выработка проводится по выбросоопасным породам или пластам угля, должны быть обоснованно выбраны и описаны в соответствии с ПБ противовыбросные мероприятия, по данным практики (сведения из горных журналов) ориентировочно определено время их проведения.

## **2. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ**

### ***2.1. Схема организации и режим работ по проходке***

В данном разделе обосновывается организация работ бригады.

В зависимости от производительности проходческого оборудования принимается последовательная или параллельная схема организации работ. При использовании высокопроизводительного проходческого оборудования следует принимать первую схему.

Работа по проходке организуется в большинстве случаев в три 6-часовые смены в сутки, четвертая смена выделяется на ремонт и подготовку оборудования, доставку материалов. Такой режим целесообразно применять при комбайновой проходке и проходке выработок по выбросоопасным породам и пластам угля. При организации скоростных проходок, а также при применении буровзрывной технологии чаще выработку проходят в четыре рабочие смены. Если нет необходимости в высоких скоростях, проведение выработки может вестись в одну-две смены в сутки (проведение вентиляционных штреков, штреков вслед за лавами при сплошной системе разработки).

Продолжительность цикла при буровзрывной выемке, как правило, должна приниматься равной смене, при комбайновой проходке объём работ планируется на смену.

### ***2.2. Количество членов бригады и её состав. Технические показатели***

Обычно для проходки выработки формируется суточная комплексная бригада, состоящая из сменных звеньев. Бригаду возглавляет бригадир, а сменные звенья – звеньевые. При проходке горизонтальных и наклонных выработок бригада (звено) формируется в основном из проходчиков пятого разряда.

Различают явочный и списочный количественный состав бригады. Списочный состав бригады определяется умножением явочного состава на коэффициент списочного  $K_{cn} = 1,25..1,45$ . При непрерывной рабочей неделе  $K_{cn} = 1,9$ , при общем выходном в воскресенье  $K_{cn} = 1,5 - 1,6$ .

Количество проходчиков в явочном составе суточной бригады зависит от количества проходчиков в сменном звене и количества смен по проходке в сутки. Количество проходчиков в сменном звене зависит от трудоёмкости работ

горнопроходческого цикла, продолжительности цикла, коэффициента перевыполнения норм выработки, а также от размеров поперечного сечения выработки.

Методика расчета трудоёмкости работ горнопроходческого цикла  $n_{и}^I$  приводится в табл. В.1 Приложения В. Для примера расчета приняты следующие горнотехнические исходные данные:

двухпутевой коренной штрек сечением  $S_{св}=10,5 \text{ м}^2$ ,  $S_{пр}= 14\text{м}^2$  проводится по пласту антрацита ( $f=2$ ,  $\alpha=10^0$ ) с подрывкой пород ( $f=6$ ) буровзрывным способом; площадь угольного забоя  $S_y=3,8\text{м}^2$ ; породного  $S_n=10,2\text{м}^2$ ; по углю бурят 8 шпуров ( $N_y=8$ ), по породе  $N_n=20$  шпуров; заходка  $L_3=2,0\text{м}$ ; КИШ по углю  $\eta_y=0.9$ , по породе  $\eta_n=0,95$ ; бурение шпуров и погрузка горной массы производятся буропогрузочной машиной 2ПНБ-2Б с навесным бурильным оборудованием НБ-1Э, породу погружают в состав вагонеток под перегружателем ППЛ-1к; для обмена составов используются две маневровые лебёдки ЛП-1; штрек крепят арочной трехзвенной крепью из СВП-27; затяжки железобетонные; расстояние между рамами  $L=1\text{м}$ ; для настилки пути используются рельсы Р33, шпалы деревянные, расстояние между шпалами  $0,7\text{м}$ , ширина колеи  $900\text{мм}$ ; водосточная канавка образуется взрывом заряда в «канавочном шпуре», крепится сборным железобетоном; режим работы по проходке – три 6-часовые смены в сутки ( $n_{ср}=3$ ).

Данные расчета трудоёмкости работ горнопроходческого цикла при проведении штока БВР приведены в табл. В.1.

При определении объёма работ по бурению шпуров учитывается их наклон,  $\cos\alpha=0,95$ . Норма выработки по ЕНиР [13] определяется делением продолжительности смены на норму времени выполнения единицы работы в зависимости от категории крепости пород (классификация пород приведена в ЕНиР) и других параметров. При расчете принятой нормы выработки учитываются поправочные коэффициенты на новую технику  $K_1=1,05\dots 1,2$  и на новую технологию  $K_2=1,05\dots 1,3$ . Эти коэффициенты следует принимать, если проходческая техника и технология более совершенны по сравнению с теми, по которым приняты нормы выработки по ЕНиР [13]. Нормы выработки по бурению шпуров приняты как на бурение установкой БУ-1.

Если в проекте принята более совершенная техника и технология, чем те, по которым приняты нормы выработки по ЕНиР, то принимаются поправочные коэффициенты на новую технику  $K_1=1,05 - 1,2$  и новую технологию  $K_2=1,05 - 1,3$ . Для наклонных выработок в ЕНиР приводятся поправочные коэффициенты на крепёж, приток воды, угол наклона выработки, длину откатки. Значения этих коэффициентов приведены в ЕНиР [13].

Количество проходчиков в сменном звене  $n$  определяется по формуле:

$$n = \frac{n'_y}{T_y K_n},$$

где  $T_y$  – продолжительность горнопроходческого цикла, смен;

$K_n$  – коэффициент перевыполнения норм выработки ;

$K_n=1,05\dots 1,25$ . Приняв значение  $K_n$  в указанных пределах таким образом, чтобы  $n$  было целым числом, находим количество проходчиков в сменном звене при различных значениях  $T_y$  (0,5 , 1 и 1,5 смены):

$$n_{0,5} = \frac{5,54}{0,5 * 1,108} ; \quad n_1 = \frac{5,54}{1 * 1,108} ; \quad n_{1,5} = \frac{5,54}{1,5 * 1,108} .$$

Исходя из поперечного сечения, принятого проходческого оборудования, для рассматриваемого примера лучше всего в сменном звене принять:  $n=5$  чел. при  $T_y=1$  смене,  $T_{см}=6$ ч. и  $K_n=1,108$ . Явочный состав суточной бригады:

$$n_{я.с.} = n * n_{ср} = 5 * 3 = 15 \text{ чел} .$$

В их числе 1 проходчик – сквозной бригадир, 3 проходчика – звеньевые, 11 проходчиков пятого разряда.

Списочный состав суточной бригады:

$$n_{с.с.} = n_{я.с.} * K_{сч} = 15 * 1,33 = 20 \text{ чел} .$$

Комплексная норма выработки:

$$K_{н.в.} = \frac{l_3}{n'_y} = \frac{2,0}{5,54} = 0,361 \text{ м/чел.смену} .$$

Производительность проходчика на выход:

$$П = K_{н.в.} * K_n = 0,361 * 1,108 = 0,4 \text{ м/выход} .$$

Производительность проходчика на выход в кубических метрах готовой выработки в свету  $П'$  определяется умножением  $П$  на площадь сечения в свету:

$$П' = П * S_{св} = 0,4 * 10,5 = 4,2 \text{ м}^3 / \text{выход} .$$

Месячная скорость проходки выработки:

$$V_{мес} = \frac{T_{см} n_{с.п.} l_3 n_{\partial}}{T_y} = \frac{6 * 3}{6} 2,0 * 25 = 150 \text{ м/мес} ,$$

где  $n_{\partial}$  – количество суток проходки в месяц.

Методика расчета трудоёмкости работ проведения штрека при тех-же горнотехнических условиях комбайном типа 4ПП-2м со скоростью  $V_{см}=3,0\text{м/смену}$  приведена в табл. В.1. Принимаем, что в сменном звене работают 6 проходчиков при  $\kappa_n=n''_{см}/n=7,42/6=1,237$ .

Показатели комбайновой проходки, рассчитанные по формулам (10)-(13), (15), примут значения:

$n_{я.с.}=18\text{чел.}$ ,  $n_{с.с.}=24\text{чел.}$ ,  $\kappa_{н.в.}=0,404\text{м/чел.смену}$ ,  $\Pi=0.545 \text{ м/выход}$ ,  $V_{мес}=225 \text{ м/мес.}$

### 2.3. Расчет времени и составление графика организации работ

Методики расчетов времени составления графиков организации работ описываются применительно к условиям проведения штрека, описанным в п. 2.2., отдельно для буровзрывного и комбайнового способа проведения выработки.

#### 2.3.1 Проведение штрека буровзрывным способом

Коэффициент  $\alpha$ , учитывающий ненормируемые работы, определяется по формуле:

$$\alpha = \frac{T_{ц} - t_{н.с} - t_{з.у} - t'_{н.у} - t_{з.н} - t'_{н.н} - t_p}{T_{ц}} = \frac{360 - 12 - 8 - 15 - 20 - 15 - 15}{360} = 0,764 \quad ,$$

где  $t_{н.с}$  – время приема–сдачи смены,  $t_{п.с}=12$  мин,

$t_{з.у}$  – время зарядания шпуров по углю,

$$t_{з.у} = \frac{N_y t_{ш.у}}{n_3} = \frac{8 * 3}{3} = 8 \quad \text{мин} \quad ,$$

$t_{ш.у}$  – время зарядания 1 шпура,  $t_{ш.у}=2\dots3$  мин,

$n_3$  – количество заряжающих взрывников,

$t'_{н.у}$  – время проветривания угольного забоя,

$t'_{н.у}=15\dots 30$  мин по ПБ,

Время зарядания породных шпуров:

$$t_{з.н} = \frac{N_n t_{ш.н}}{n_3} = \frac{20 * 3}{3} = 20 \quad \text{мин} \quad ,$$

$$t_{н.н}=t_{ш.у} ;$$

$t'_{н.н}$  – время проветривания породного забоя,

$t'_{н.н}=15..30$  мин по ПБ ;

$t_p$  – резервное время,  $t_p = 15\dots 30$  мин.

$$t_{б.у} = \frac{n'_{б.у} T_{см} \alpha}{n_{б.у} \kappa_n} = \frac{0,31 * 6 * 0,764}{2 * 1,108} = 0,641ч = 38,5\text{мин} \quad ,$$

Здесь  $n'_{\text{бу}}$  – см. табл. В.1;

$n_{\text{бу}}$  – количество проходчиков, занятых на бурении, принимается в зависимости от количества бурильных машин и их типа.

Время погрузки угля:

$$t_{n.y} = \frac{n'_{n.y} T_{cm} \alpha}{n_{n.y} K_n} = \frac{0,29 * 6 * 0,764}{5 * 1,108} = 0,24ч = 14,4 \text{ мин} ,$$

где  $n'_{n.y}$  – см. табл. В.1;

$n_{n.y}$  - количество проходчиков на погрузке угля, принимается по расстановке по рабочим местам, но не более  $n$ .

Время бурения шпуров по породе:

$$t_{\text{б.п}} = \frac{n'_{\text{б.п}} T_{cm} \alpha}{n_{\text{б.п}} K_n} = \frac{0,89 * 6 * 0,764}{2 * 1,108} = 1,84ч = 1ч 50,5 \text{ мин} ,$$

Здесь  $n'_{\text{б.п}}$

– см. табл. В.1;  $n_{\text{б.п}}$  – количество проходчиков на бурении, принимается в зависимости от количества бурильных машин.

Время погрузки породы:

$$t_{n.n} = \frac{n'_{n.n} T_{cm} \alpha}{n_{n.n} K_n} = \frac{0,93 * 6 * 0,764}{5 * 1,108} = 0,77ч = 46,2 \text{ мин} ,$$

где  $n'_{n.n}$  – см. табл. В.1;

$n_{n.n}$  - количество проходчиков на погрузке, принимается в зависимости от расстановки их по рабочим местам, но не более  $n$ .

Время настилки пути (выполняется параллельно бурению шпуров) :

$$t_{n.n} = \frac{n'_{n.n} T_{cm} \alpha}{n_{n.n} K_n} = \frac{0,7 * 6 * 0,764}{3 * 1,108} = 0,96ч = 0ч 58 \text{ мин} ,$$

Здесь  $n'_{n.n}$  – см. табл. В.1;  $n_{n.n}$  – количество проходчиков на настилке пути,

$$n_{n.n} = n - n_{\text{бу}} = 5 - 2 = 3 \text{ чел.}$$

Время крепления канавки (выполняется параллельно бурению шпуров) :

$$t_{k.k} = \frac{n'_{k.k} T_{cm} \alpha}{n_{k.k} K_n} = \frac{0,29 * 6 * 0,764}{3 * 1,108} = 0,40ч = 24 \text{ мин} ,$$

Здесь  $n'_{k.k}$  – см. табл. Б.1;  $n_{k.k}$  – количество проходчиков на креплении канавки,

$$n_{k.k} = n - n_{\text{бу}} = 5 - 2 = 3 \text{ чел, обычно } n_{k.k} = 1 \dots 3.$$

Количество человеко-часов, затрачиваемых на крепление штрека:

$$t'_{кр} = \frac{n'_{кр} T_{см} \alpha}{K_n} = \frac{2,13 * 6 * 0,764}{1,108} = 8,8ч ,$$

где  $n'_{кр}$  – см. табл. В.1;

Проверка расчетов времени заключается в том, чтобы соблюдалось примерно равенство:

$$t'_{кр} \cong \sum t_{кр} n_{икр} ,$$

где  $t_{икр}$  - время  $i$  – го участка графика, на котором работают  $n_{икр}$  крепильщиков.

Расчет  $\sum t_{икр} * n_{икр}$  можно произвести до составления или в процессе составления графика организации работ. В первом случае прежде всего определяется время несовмещенного крепления, где работают все 5 проходчиков:

$$t_{н.кр} = T_{ц} - t_{п.с} - t_{з.у} - t_{з.п} - t'_{п.у} - t'_{п.п.} - t_{р.} - t_{б.у.} - t_{п.у.} - t_{б.п.} - t_{п.п.} = \\ = 360 - 12 - 8 - 15 - 20 - 15 - 15 - 38,5 - 14,4 - 110,5 - 46 = 65,6 \text{ мин.} = 1,09 \text{ ч.}$$

Время совмещенного крепления  $t_{с.кр}$  с бурением (работают 3 проходчика)

$$t_{с.кр} = t_{б.у.} + (t_{б.п.} - t_{н.п.} - t_{к.к.}) = 0,64 + (1,84 - 0,96 - 0,40) = 1,12 \text{ ч.} = 1 \text{ ч } 07 \text{ мин.}$$

Время крепления по графику (фактическое)

$$t_{кр} = t_{н.кр} + t_{с.кр} = 1,09 + 1,12 = 2,21 \text{ ч.};$$

$$\sum t_{икр} n_{икр} = 1,09 \cdot 5 + 1,12 \cdot 3 = 8,81 \text{ ч, что примерно равно } t'_{кр} = 8,8 \text{ чел.ч.}$$

График организации работ по при БВР представлен на рис.5.

### 2.3.2 При проведении штрека комбайном 4 ПП–2

Время выемки горной массы комбайном определяется по формуле:

$$t_{в} = \frac{n''_{в} T_{см} \alpha}{n_{в} K_n} = \frac{2,76 * 6 * 0,917}{4 * 1,237} = 3,06 \text{ ч} = 184 \text{ мин}$$

где  $n''_{в}$  – см. табл. Б.2;

$n_{в}$  – количество проходчиков на выемке горной массы комбайном,  $n_{в} = 3-5$  чел., но не более  $n$ ;

$$\alpha = \frac{T_{см} - t_{н.с} - t_{р.}}{T_{см}} = \frac{360 - 12 - 18}{360} = 0,917 .$$

$\alpha$  – коэффициент, учитывающий время приема сдачи смены и резерва.

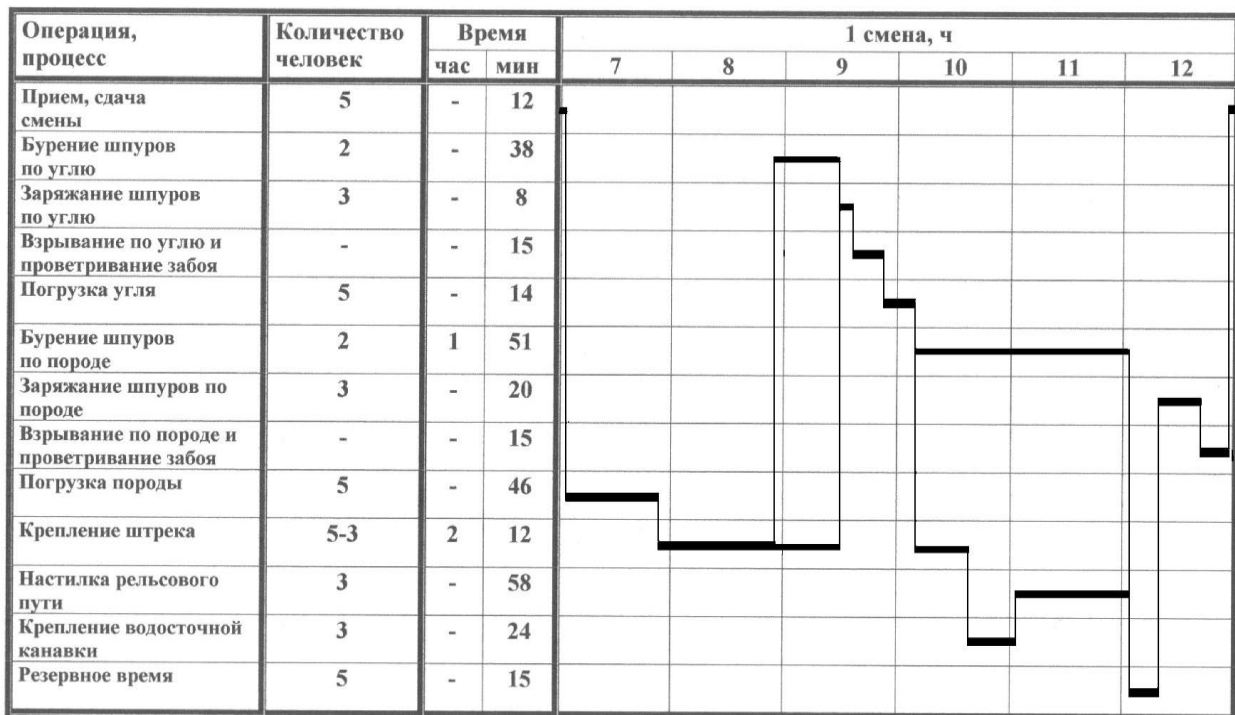


Рис.5. – График организации работ при проведении штрека по буровзрывной технологии

Обычно на графике организации работ при рельсовом транспорте показывают время работы комбайна  $t_{pk}$ , обмена вагонеток  $t'_{zn}$ , обслуживания комбайна  $t_{ок}$  и вагонеток  $t_{ов}$ , входящие в процесс выемки горной массы комбайном. Работа комбайна и обмен вагонеток производятся последовательно, а обслуживание комбайна и вагонеток – параллельно им, поэтому можно записать:

$$t_{\sigma} = t_{pk} + t'_{zn}$$

Время замены вагонеток может быть определено по формуле:

$$t'_{zn} = \frac{v_{cm} S_{np} K_p (l/v_n + l/v_r + \theta)}{3600 V_{нар}} = \frac{3,0 * 14 * 1,6 (100/1,5 + 100/1 + 150)}{3600 * 14} = 0,42 \text{ ч.} = 25 \text{ мин}$$

Обозначение величин формул (29) расшифрованы в п. 1.5.

Время работы комбайна:

$$t_{pk} = t_{\sigma} - t'_{zn} = 3,06 - 0,42 = 2,65 \text{ ч} = 160 \text{ мин.}$$

Для установки рамы с затяжкой только кровли необходимо, чтобы комбайн работал с перерывами. Продолжительность перерыва должна быть достаточной для установки одной рамы с затяжкой кровли (около 10 мин при 4...6 проходчиках).

Количество перерывов в работе комбайнов должна равняться количеству устанавливаемых рам в смену. В рассматриваемом примере количество перерывов  $n_{пер} = 3$ . При использовании временных передвижных крепей перерывов в работе комбайна может и не быть.



Таким образом, для рассматриваемого примера время работы комбайна и обмена вагонеток между перерывами будет соответственно равно:

$$t_{p.k}^n = \frac{t_{p.k}}{n_{nep}} = \frac{160}{3} \cong 53 \text{ мин}, \quad t_{з.н}^n = \frac{t'_{з.н}}{n_{nep}} = \frac{25}{3} = 8 \text{ мин.}$$

Время настилки пути:

$$t_{н.п} = \frac{n''_{н.п} T_{см} \alpha}{n_{н.п} K_n} = \frac{1,05 * 6 * 0,917}{3 * 1,237} = 1,56 \text{ ч} = 93 \text{ мин}$$

где  $n'_{н.п}$  – см. табл. В.2;

$n_{н.п}$  – количество проходчиков, занятых на настилке пути,  $n_{н.п} = 3 \dots 4$  чел. Настилка пути производится последовательно с выемкой горной массы комбайном при рельсовом транспорте.

Время крепления водосточной канавки (крепление производится параллельно с работой комбайна или настилкой пути).

$$t_{к.к} = \frac{n''_{к.к} T_{см} \alpha}{n_{к.к} K_n} = \frac{0,42 * 6 * 0,917}{2 * 1,237} = 0,93 \text{ ч} = 56 \text{ мин},$$

где  $n'_{к.к}$  – см. табл. В.2;

$n_{к.к}$  – количество проходчиков, занятых на креплении канавки (1...3 чел.)

Количество человекочасов, затрачиваемых на крепление:

$$t_{кр} = \frac{n''_{кр} T_{см} \alpha}{K_n} = \frac{3,19 * 6 * 0,917}{1,237} = 14,2 \text{ чел. час.}$$

Проверка расчета проводится по формуле (26).

Время несовмещенного крепления:

$$t_{н.кр} = T_{см} - t_{п.с} - t_p - t_v - t_{н.п} = 360 - 12 - 18 - 184 - 93 = 53 \text{ мин} = 0,88 \text{ ч}$$

Время совмещенного крепления определяют так:

$$t_{с.кр} = (t_v - t_{к.к}) + t_{н.п} = (3,06 - 0,93) + 1,56 = 3,7 \text{ ч.}$$

Время крепления по графику:

$$T_{кр} = t_{н.кр} + t_{с.кр} = 0,88 + 3,7 = 4,58 \text{ ч.} = 4 \text{ ч } 35 \text{ мин.}$$

Зная, что на участке  $t_{н.кр}$  на креплении занято 6 проходчиков (всё звено), на участке  $t_v - t_{к.к}$  - 3 проходчика и на участке  $t_{н.п}$  - 2 проходчика, можно найти

$\sum t_{iкр} n_{iкр} = 0,88 \cdot 6 + (3,06 - 0,93) 2 + 1,56 \cdot 3 = 14,2 \text{ чел. ч}$ , что соответствует  $t_{кр}$ . График организации работ по проведению штрека комбайном 4ПП-2 представлен на рисунке 4.

Если  $v_{см}$  определена по трудоемкости выполнения работ на 1 м выработки, продолжительность выполнения каждой операции за смену:

$$t_i = \frac{v_{см} n_{мз.i} T_{см} \alpha}{n_i K_n}, \text{ ч,}$$

где  $t_i$  – продолжительность выполнения  $i$ -ой работы в единицу времени, ч;

$n_{мз.i}$  – трудоемкость выполнения  $i$ -ой работы на 1 м выработки, чел.-смен/м;

$n_i$  – количество проходчиков, выполняющих  $i$ -ю работу.

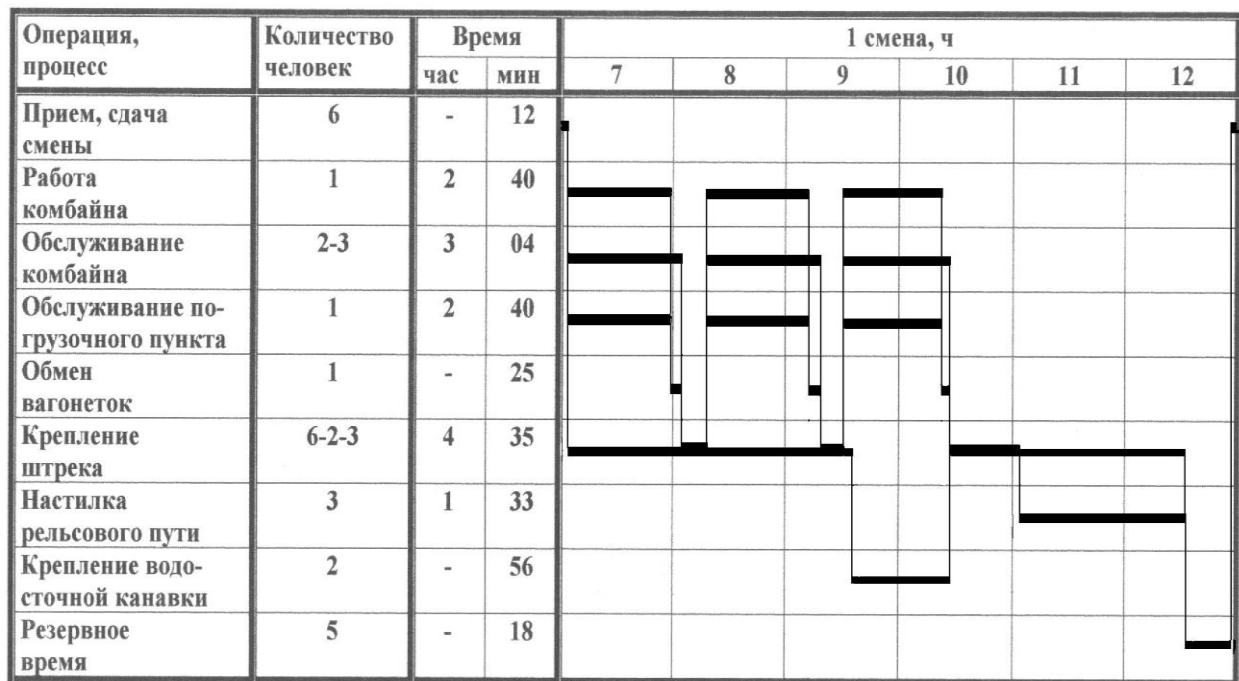


Рис.6. – Графике организации работ при проведении штрека комбайном

### 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТОИМОСТИ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТКИ. СВОДНЫЕ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Стоимость проведения протяженной выработки рассчитывают на 1 м ее длины. Порядок расчета следующий.

Определяется стоимость 1 м выработки по прямым нормируемым расходам (по забойным затратам).

$$C_{п.н} = C_3 + C_m + C_{м.с} ,$$

где  $C_3$  – стоимость 1 м выработки по прямой заработной плате, грн/м;

$C_m$  – стоимость 1 м выработки по материалам, грн/м;

$C_{м.с}$  – стоимость 1 м выработки по эксплуатации забойных машин и механизмов, грн/м.

Расчет  $C_3$  осуществляется по формуле:

$$C_3 = T_5 \cdot n'_{ц} / l_3$$

где  $T_5$  – тарифная ставка проходчика пятого разряда,

$$T_5 = 15 \text{ грн};$$

$n'_{ц}$  – трудоемкость работ проходческого цикла, чел.смен;

$l_3$  – длина заходки, м;

Расчет стоимости 1 м по материалам.

Производят расчет стоимости по материалам на величину заходки  $\sum C_{им}$  в соответствии с табл. 8.

Стоимость 1 м выработки по материалам:

$$C_m = 1,05 \sum C_{им} / l_3$$

Таблица 8

Материал	Расход на цикл	Процент использования	Фактический расход	Цена единицы материала	Суммарная стоимость грн.
					Итого: $\sum C_{им}$

Итого:  $\sum C_{им}$

Цены наиболее распространенных материалов приведены в таблице Г.1 Приложения Г.

Стоимость выработки по эксплуатации машин и механизмов на длину заходки  $\sum C_{им.с}$  рассчитывают в соответствии с таблицей 9.

Таблица 9

Машины и механизмы	Количество машин и механизмов	Время использования по графику, ч	Общий расход машино-смен на цикл	Полная цена на машино-смены, грн	Суммарная стоимость, грн.
					Итого: $\sum C_{им.с}$

Итого:  $\sum C_{им.с}$

Стоимость 1 м выработки по эксплуатации забойных машин и механизмов определяется по формуле:

$$C_{м.с} = 1,05 \sum / l_3$$

Полная цена некоторых машино-смен приводится в таблице Г.2 Приложения Г.

При бетонных крепях надо учитывать стоимость возведения этой крепи на 1 м длины выработки по зарплате  $C'_з$ , материалам  $C'_м$  и эксплуатации машин и механизмов  $C'_{мс}$ . В этом случае стоимость 1 м выработки по прямым нормируемым затратам:

$$C_{п.н} = C_з + C_м + C_{м.с} + C'_з + C'_м + C'_{мс}$$

Затем определяют стоимость 1 м выработки по общешахтным расходам:

$$C_{об} = K_o \cdot C_{п.н},$$

где  $K_o$  – коэффициент, учитывающий общешахтные расходы,

$$K_o = 0,5 \dots 0,9 .$$

Дальше вычисляют стоимость 1 м выработки по накладным расходам:

$$C_n = 0,283 (C_{п.н} + C_{об})$$

Полная стоимость 1 м выработки с учетом плановых накоплений (8%) определяется по формуле

$$C_{пол} = 1,08 (C_{п.н} + C_{об} + C_n)$$

Сводные технико-экономические показатели приводятся в табл. В.3 Приложения В.

Таблица А.1

## Техническая характеристика комбайнов

Тип комбайна	КСП-21	КСП-32	П-110	П-220
Площадь сечения выработки в проходке, м <sup>2</sup>	6 – 17	10 – 29	7 – 25	9 – 30
Максимальное значение прочности разрушаемых пород на сжатии, МПа	70(не более 50% площади забоя)	100	100 (до 15% присечки при суммарной 75%)	120 (до 15% присечки при суммарной 75%)
Коэффициент присечки вмещающих пород, ед	0,75	До 1	До 1	До 1
Абразивность разрушаемых пород, мг	15	15	15	18
Угол наклона выработки, град	±12	±12	±12	±12
Техническая производительность, м <sup>3</sup> /мин	0,23 – 1,42	0,3 – 1,8	0,3 – 1,75	0,3 – 30
Тип исполнительного органа	Продольно – режущий	Продольно – режущий	Поперечно – режущий	Поперечно – режущий
Мощность двигателей, кВт суммарная исполнительного органа	110 75	190 130	190 110	312 2×110
Масса комбайна, т	26	45	36+3	48
Основные размеры, м				
Ширина	1,7	2,51	2,3	2,55
Высота	1,7	1,9	1,5	1,85
Длина	10,5	10,0	12,8	13,0
Изготовитель	Ясиноватский машзавод	Ясиноватский машзавод	НКМЗ	НКМЗ

## Техническая характеристика породопогрузочных машин

Тип машины	МП – 2	МПК – 3у	МПК – 2у	МПП – 3	НК – 1
Минимальная площадь сечения выработки в проходке, м <sup>2</sup>	7,0	6,4	6,0	6,0	7,5
Размеры выработки, м: Ширина Высота				2,15 2,35	2,5 2,9
Фронт погрузки, м	неограничен	неограничен	неограничен	2,3	3,3
Коэффициент крепости пород f	До 12	любой	любой	любой	любой
Угол наклона выработки, град	±12	±12	±12	±3	±3
Техническая производительность, м <sup>3</sup> /мин	4,2	1,0	0,7	1,0	1,9
Энерговооружённость, кВт	78	55	40	20 пневмопривод	45 пневмопривод
Механизм передвижения	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Колесно – рельсовый	Колесно – рельсовый
Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	-----	1,0	0,7	0,5	0,25
Максимальный размер погружаемой породы, мм	500	800	600	350	400
Основные размеры, м Ширина Высота	2,21 1,5	1,9 2,2		1,25 2,25	1,35 2,80
Изготовитель	НКМЗ	Новогорловский машзавод	Новогорловский машзавод	Криворожский гор-машзавод	Криворожский гор-машзавод

Таблица А.3

## Техническая характеристика бурильных и буропогрузочных машин

Тип машины	УБШ-313А	УБШ-253	УБШ-255	УБШ-354	УБШ-227	УБШ-252	МБП-2
1	2	3	4	5	6	7	8
Площадь сечения выработки вчерне, м <sup>2</sup>	12-20	6-12	8-18	12-20	5-14	6-12	>8
Размер забоя, обуриваемого с одной позиции, м: Высота Ширина	3,8 4,7	3,4 3,7	4,2 4,4	4,2 5,2	3,5 4,5	3,4 3,7	3,4 4,4
Максимальное значение коэффициента крепости f	8 и 11	8 и 11	20	20	25	14	12
Угол наклона выработки, град	±10	±10	±12	±12	0	0	±12
Способ бурения шпуров	Вращ. и вращ-уд.	Вращ. и вращ-уд.	вращ-уд.	вращ-уд.	вращ-уд.	Вращ. и вращ-уд.	Вращ. и вращ-уд.
Вид энергии	Электрич.	Электрич.	Электрич.	Электрич.	Пневм.	Электрич.	Электрич.
Привод бурильной головки	Электрич.	Электрич.	Гидравл.	Гидравл.	Гидравл.	Электрич.	Электрич.
Энерговооружённость, кВт	55	110	55	110	40	55	78+11
Число бурильных машин	2	1	1	2	1	1	1
Механизм передвижен.	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный	Колёсно-рельс.	Колёсно-рельс.	Гусеничный
Осн. размеры машины, м: Ширина Высота Длина	1,4 1,65 10,5	1,4 1,7 10,5	1,2 1,8 9,8	1,67 1,95 10,4	1,3 1,9 8,5	1,15 1,325 10,0	2,21 1,8 10,32
Масса, т	11,0	9,0	8,0	14,5	8,0	6,0	22,0
Изготовитель	Новогорловский машзавод	Новогорловский машзавод	Буран	Буран	Криво-рожский гор-машзавод	Новогорловский машзавод	НКМЗ
Производительность бурения, м/ч	32-90	20-54	40	77	40	20-54	20-50

**Таблица Б.1. Значения коэффициента утечек воздуха для гибких вентиляционных трубопроводов из труб типа 1А и 1Б при длине звена 20 м**

Расх. возд. в конце труб-вода м <sup>3</sup> /с	Коэффициент утечек воздуха при длине трубопровода, м													
	50	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1200	1400	1600
Для труб диаметром 0,6 м														
0,5	1,01	1,02	1,07	1,14	1,2	1,3	1,43	1,56	1,72	1,90	240	2,60	3,23	4,06
1,0	1,01	1,03	1,08	1,15	1,24	1,3	1,50	1,67	1,87	2,11	2,40	3,12	4,14	5,57
1,5	1,01	1,03	1,08	1,17	1,2	1,4	1,58	1,79	2,04	2,35	2,73	3,76	5,32	
2,0	1,01	1,03	1,09	1,18	1,3	1,4	1,66	1,91	2,23	2,62	342	4,54		
2,5	1,01	1,03	1,10	1,20	1,3	1,5	1,74	2,04	2,43	2,93	3,57			
3,0	1,01	1,03	1,10	1,21	1,3	1,5	1,83	2,19	2,65					
3,5	1,01	1,03	1,11	1,23	1,3	1,6	1,93	2,34						
4,0	1,01	1,03	1,12	1,24	1,4	1,6	2,03							
4,5	1,01	1,04	1,12	1,26	1,4	1,7								
5,0	1,01	1,04	1,13	1,28	1,4									
5,5	1,01	1,04	1,14	1,29	1,5									
6,0	1,01	1,04	1,14	1,31										
6,5	1,01	1,04	1,15	1,33										
7,0	1,01	1,04	1,16											
7,5	1,01	1,05	1,16											
8,0	1,01	1,05	1,17											
Для труб диаметром 0,8м														
0,5	1,01	1,01	1,04	1,08	1,13	1,18	1,24	1,31	1,39	1,47	1,57	1,79	2,04	2,35
1,0	1,01	1,02	1,04	1,08	1,13	1,19	1,26	1,34	1,43	1,52	1,63	1,89	2,21	2,60
1,5	1,01	1,02	1,05	1,09	1,14	1,21	1,28	1,37	1,46	1,58	1,70	2,01	2,39	2,87
2,0	1,01	1,02	1,05	1,09	1,15	1,22	1,30	1,39	1,50	1,63	1,77	2,13	2,58	3,17
2,5	1,01	1,02	1,05	1,10	1,16	1,23	1,32	1,42	1,54	1,69	1,85	2,25	2,79	3,50
3,0	1,01	1,02	1,05	1,10	1,17	1,24	1,34	1,45	1,59	1,74	1,93	2,39	3,02	3,88
3,5	1,01	1,02	1,05	1,11	1,17	1,26	1,36	1,48	1,63	1,80	2,01	2,53	3,26	4,29
4,0	1,01	1,02	1,06	1,11	1,18	1,27	1,38	1,52	1,67	1,87	2,09	2,68	3,53	4,75
4,5	1,01	1,02	1,06	1,11	1,19	1,29	1,40	1,55	1,72	1,93	2,18	2,85	3,82	
5,0	1,01	1,02	1,06	1,12	1,20	1,30	1,43	1,58	1,77	2,00	2,27			
5,5	1,01	1,02	1,06	1,12	1,21	1,31	1,45	1,61	1,82	2,06	2,37			
6,0	1,01	1,02	1,06	1,13	1,22	1,33	1,47	1,65	1,86	2,13	2,47			
6,5	1,01	1,02	1,07	1,13	1,22	1,34	1,49	1,68	1,92	2,21	2,57			
7,0	1,01	1,02	1,07	1,14	1,23	1,36	1,52	1,72	1,97	2,28				
7,5	1,01	1,02	1,07	1,14	1,24	1,37	1,54	1,75	2,02	2,36				
8,0	1,01	1,02	1,07	1,15	1,25	1,39	1,56	1,79	2,08					
8,5	1,01	1,02	1,07	1,15	1,26	1,40	1,59	1,83	2,13					
9,0	1,01	1,02	1,07	1,16	1,27	1,42	1,61							
9,5	1,01	1,02	1,08	1,16	1,28	1,43	1,64							
10,0	1,01	1,02	1,08	1,16	1,29	1,45	1,66							



Для труб диаметром 1,0 м

0,5	1,0	1,01	1,03	1,06	1,09	1,12	1,16	1,21	1,26	1,32	1,38	1,51	1,67	1,84
1,0	1,0	1,01	1,03	1,06	1,09	1,13	1,17	1,22	1,27	1,33	1,40	1,55	1,72	1,92
1,5	1,0	1,01	1,03	1,06	1,09	1,13	1,18	1,23	1,29	1,35	1,42	1,59	1,78	2,00
2,0	1,0	1,01	1,03	1,06	1,10	1,14	1,19	1,24	1,30	1,37	1,45	1,62	1,84	2,09
2,5	1,0	1,01	1,03	1,06	1,10	1,14	1,19	1,25	1,32	1,39	1,47	1,66	1,90	2,18
3,0	1,0	1,01	1,03	1,06	1,10	1,15	1,20	1,26	1,33	1,41	1,50	1,71	1,96	2,27
3,5	1,0	1,01	1,03	1,07	1,11	1,15	1,21	1,27	1,35	1,43	1,53	1,75	2,03	2,37
4,0	1,0	1,01	1,04	1,07	1,11	1,16	1,22	1,29	1,36	1,45	1,55	1,79	2,09	2,48
4,5	1,0	1,01	1,04	1,07	1,11	1,16	1,23	1,30	1,38	1,47	1,58	1,84	2,16	2,58
5,0	1,0	1,01	1,04	1,07	1,12	1,17	1,23	1,31	1,39	1,49	1,61	1,88	2,24	2,69
5,5	1,0	1,01	1,04	1,07	1,12	1,17	1,24	1,32	1,41	1,51	1,63	1,93	2,31	2,81
6,0	1,0	1,01	1,04	1,08	1,12	1,18	1,25	1,33	1,43	1,54	1,66	1,98	2,39	2,93
6,5	1,0	1,01	1,04	1,08	1,13	1,19	1,26	1,34	1,44	1,56	1,69	2,03	2,47	
7,0	1,0	1,01	1,04	1,08	1,13	1,19	1,27	1,35	1,46	1,58	1,72	2,08	2,55	
7,5	1,0	1,01	1,04	1,08	1,13	1,20	1,27	1,37	1,47	1,60	1,75	2,13		
8,0	1,0	1,01	1,04	1,08	1,14	1,20	1,28	1,38	1,49	1,63	1,78	2,18		
8,5	1,0	1,01	1,04	1,08	1,14	1,21	1,29	1,39	1,51	1,65	1,81	2,23		
9,0	1,0	1,01	1,04	1,09	1,14	1,21	1,30	1,40	1,53	1,67	1,84	2,29		
9,5	1,0	1,01	1,04	1,09	1,15	1,22	1,31	1,41	1,54	1,70	1,88	2,35		
10,0	1,0	1,01	1,04	1,09	1,15	1,22	1,31	1,43	1,56	1,72	1,91			

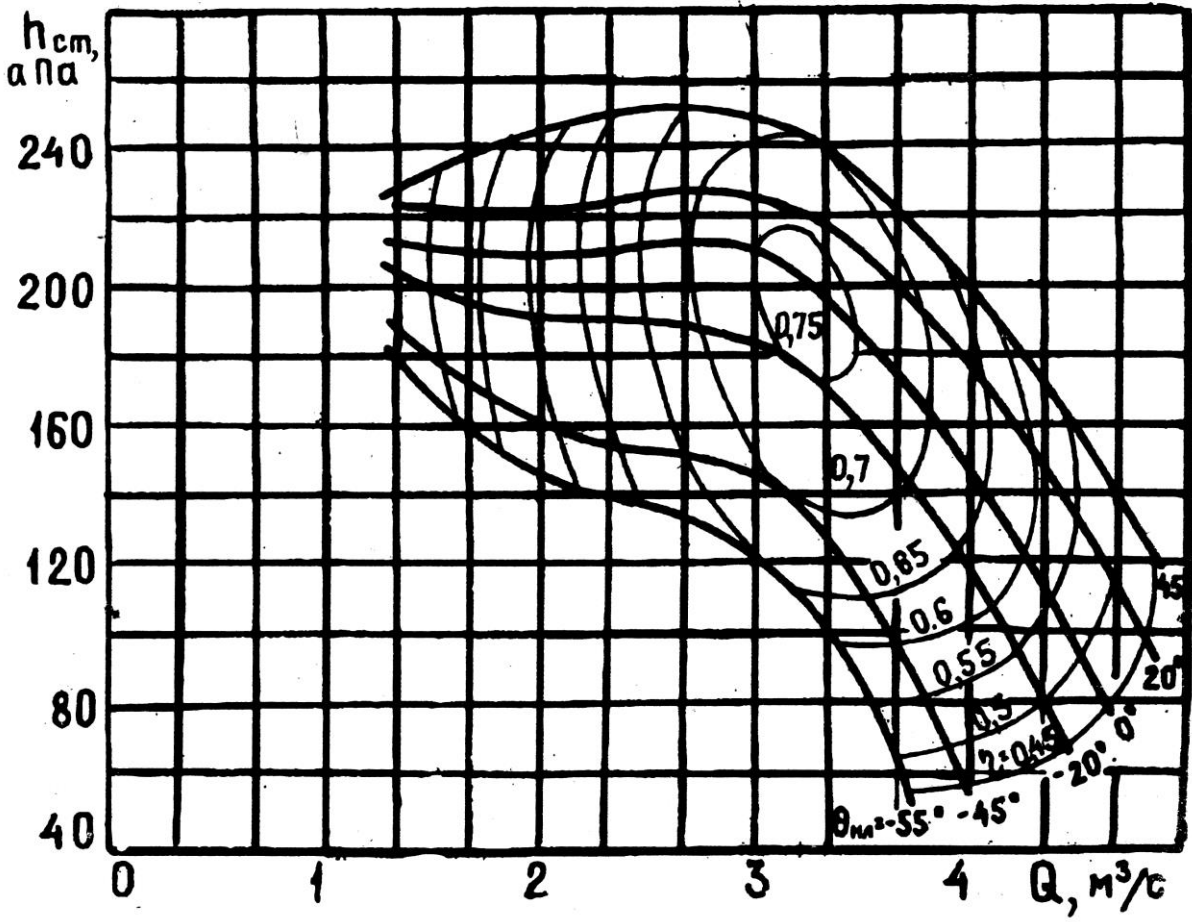
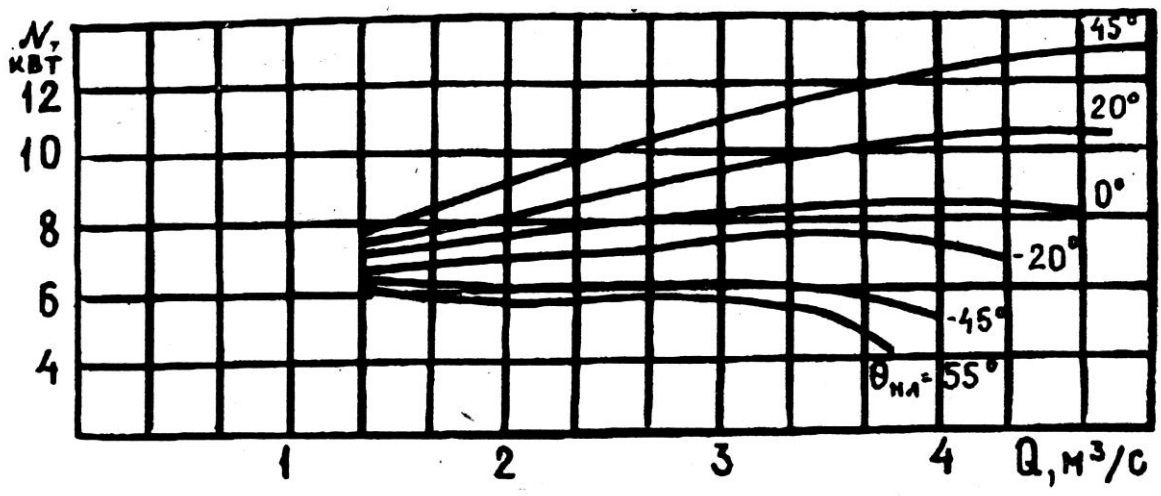


Рис. Б.1. – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-5

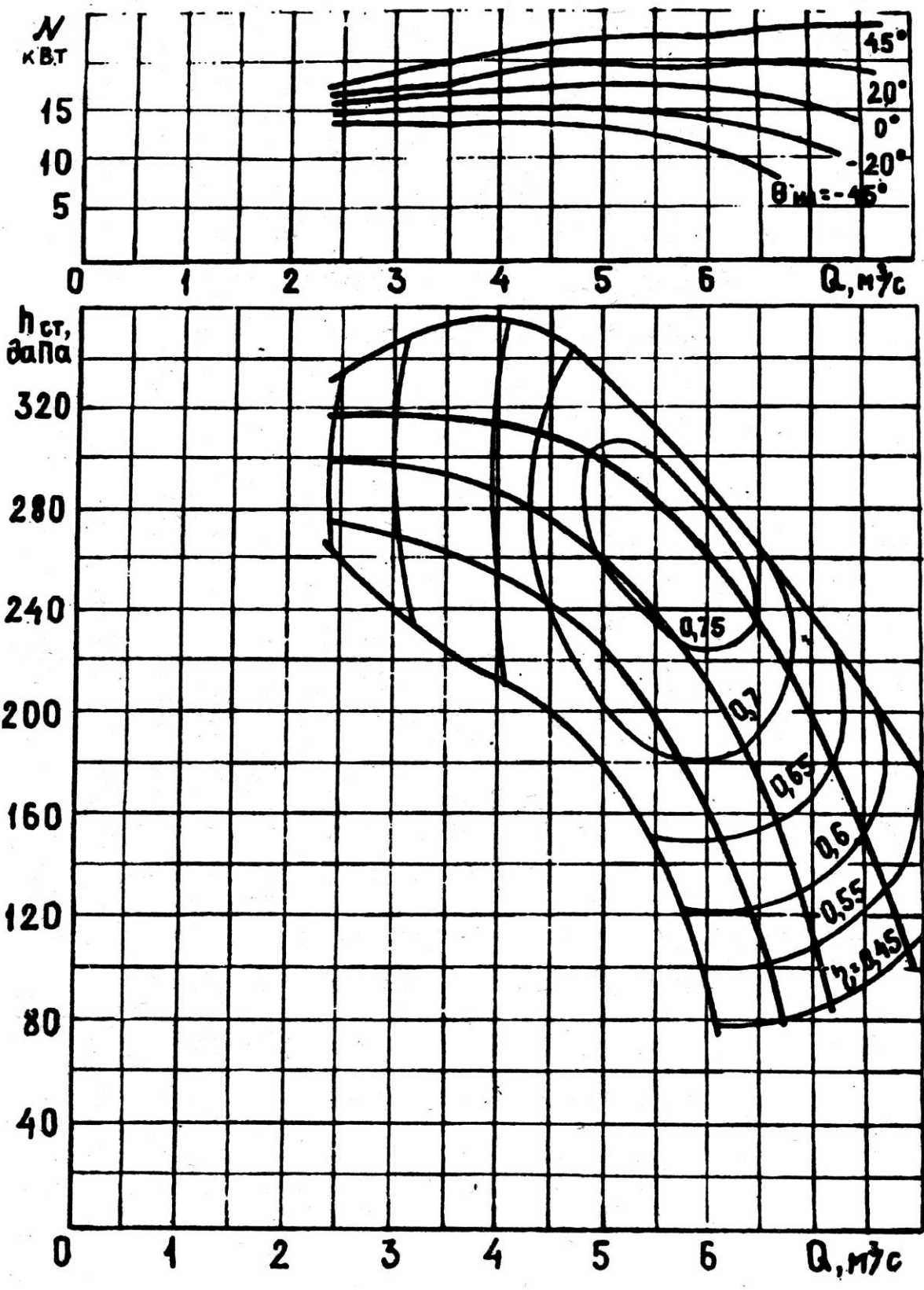


Рис. Б.2. – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-6

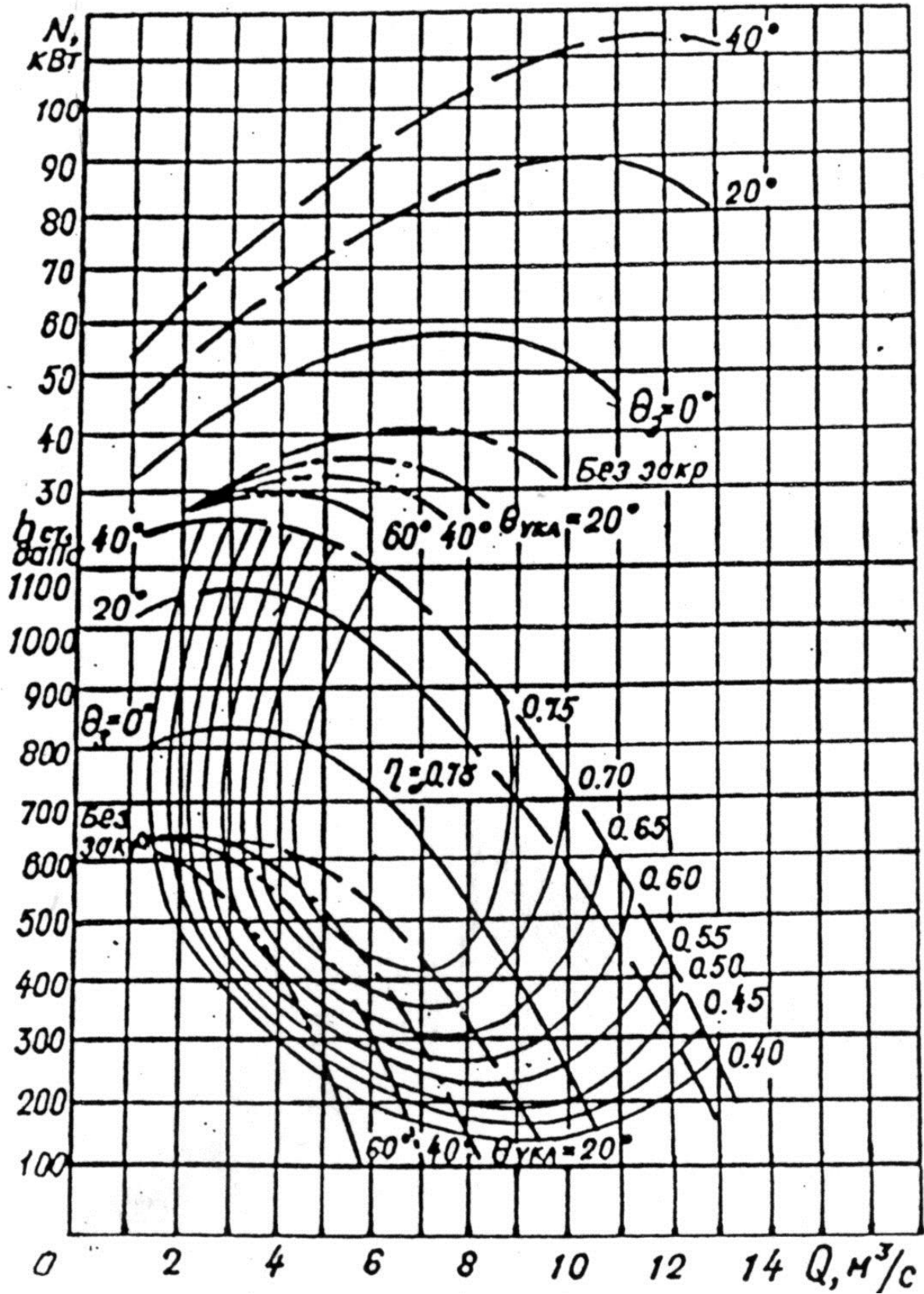


Рис. Б.3. – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЦГ-7

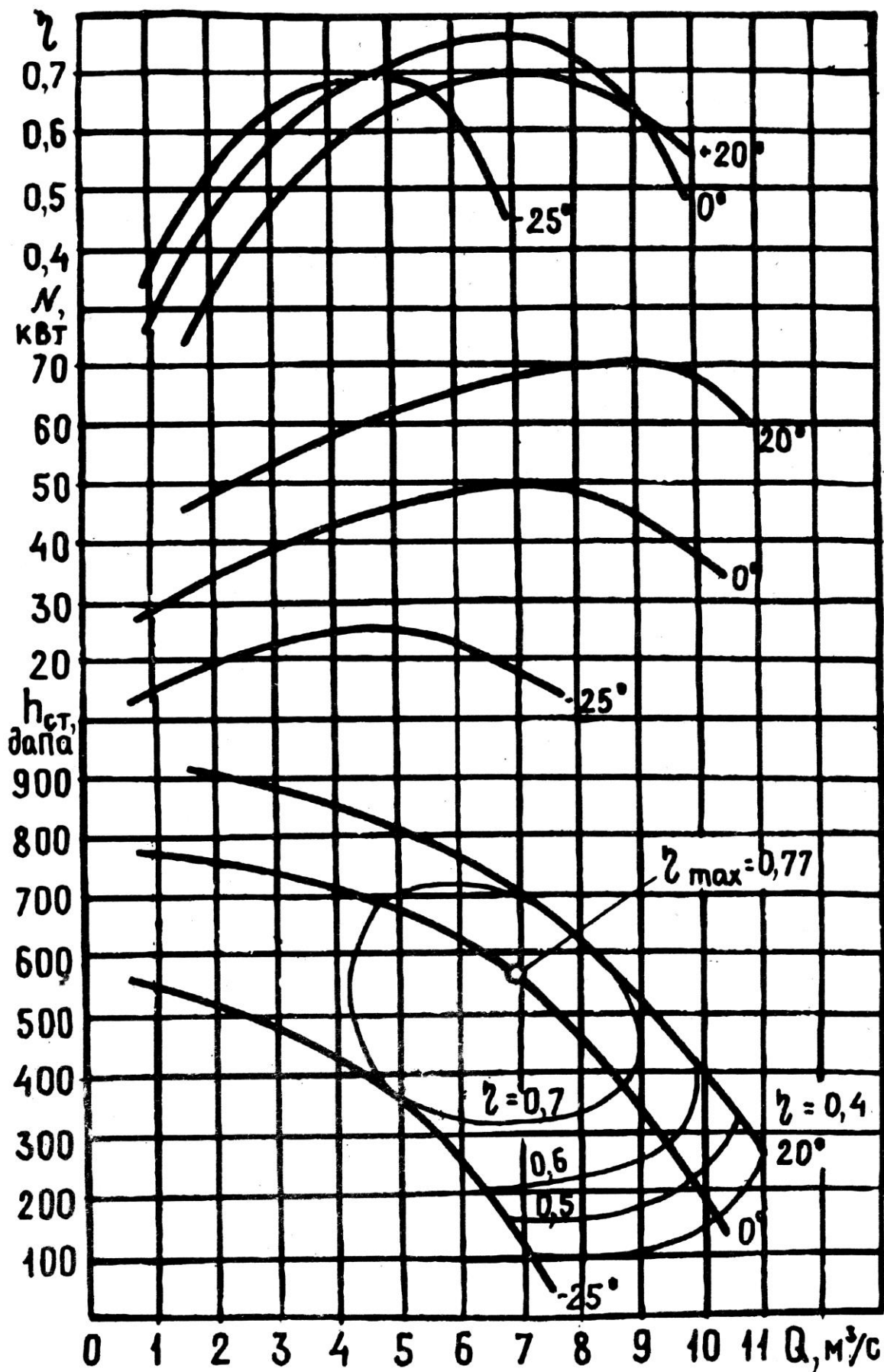


Рис. Б.4. – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЦ-8

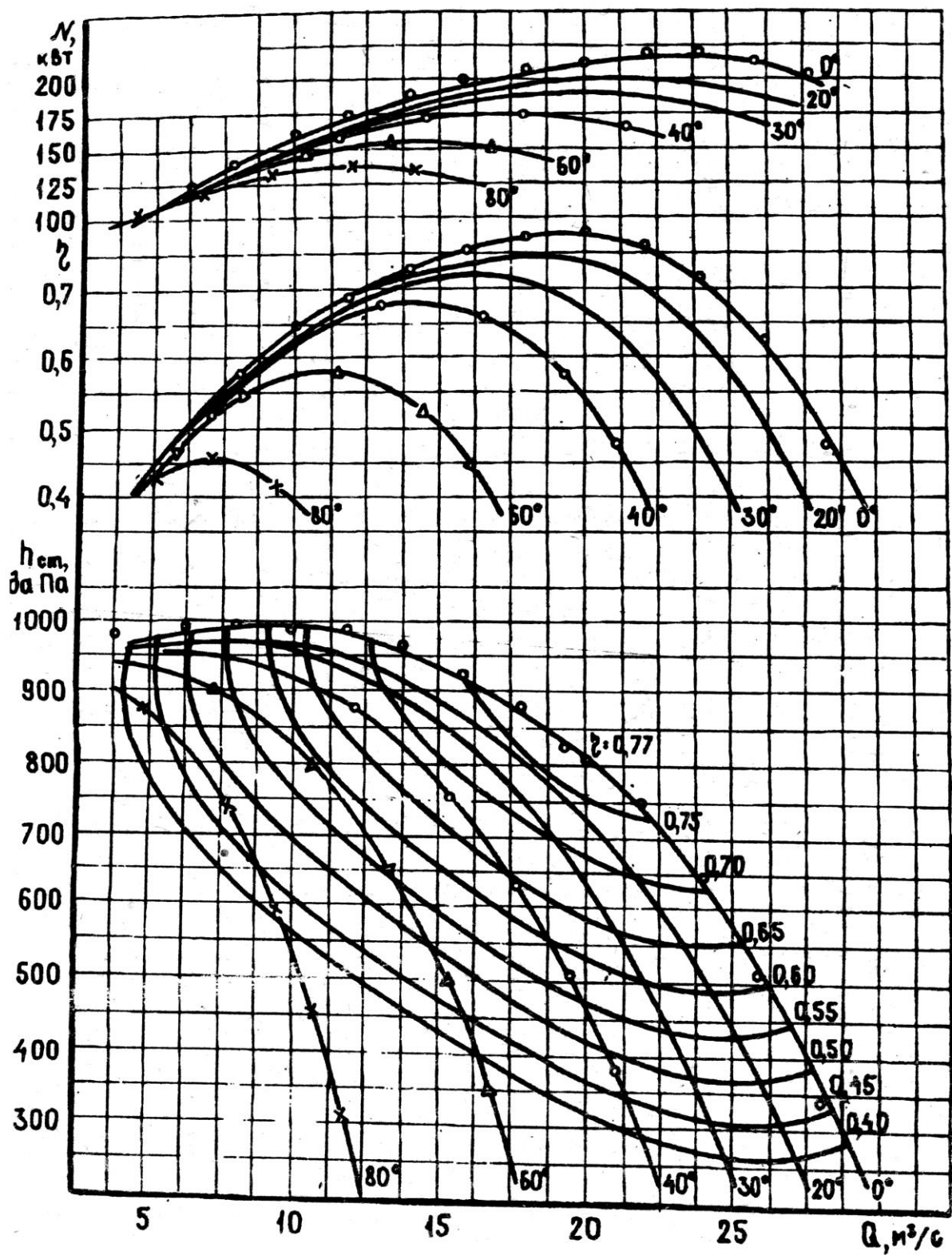


Рис. Б.5. – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-9

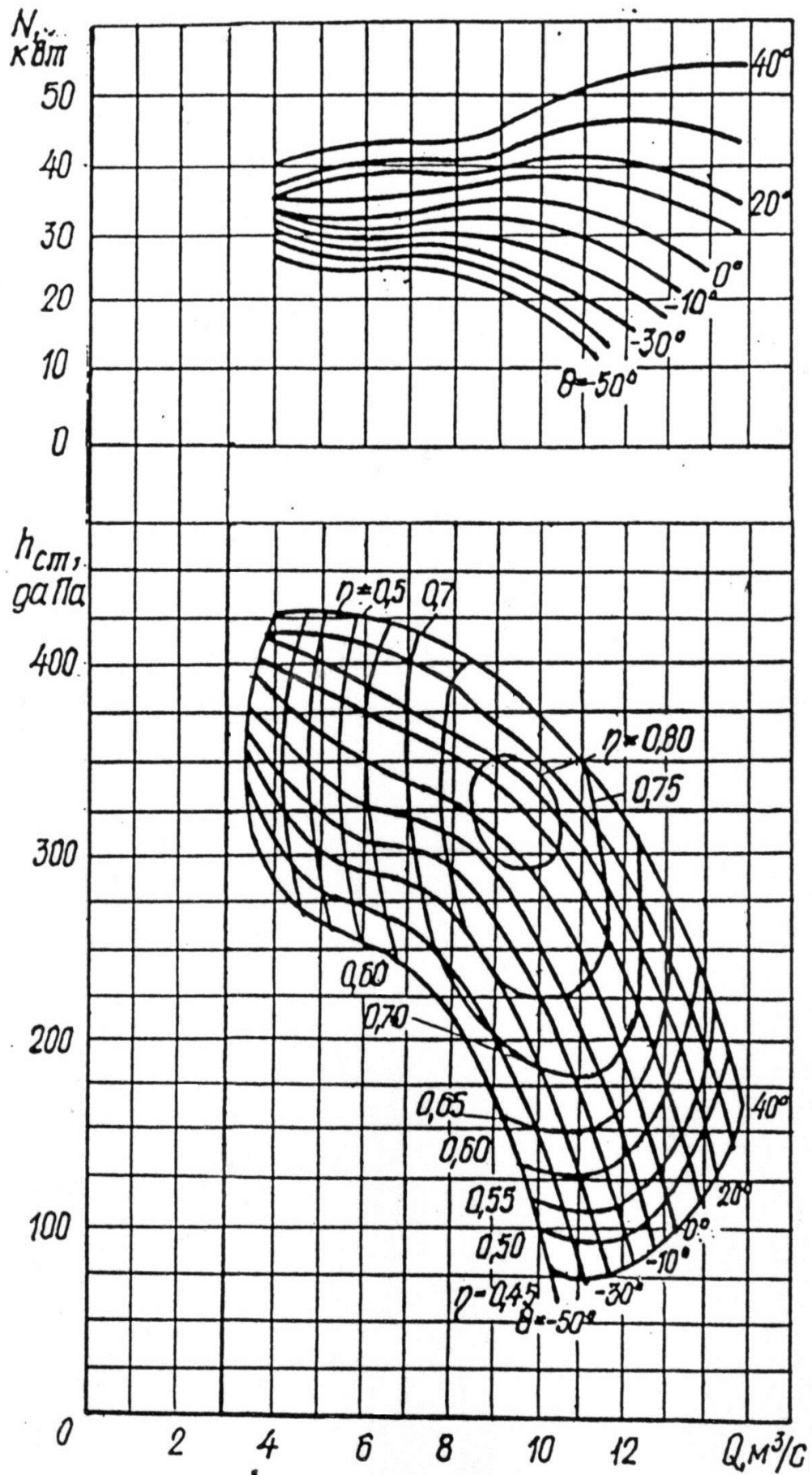


Рис. Б.6. – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-8М

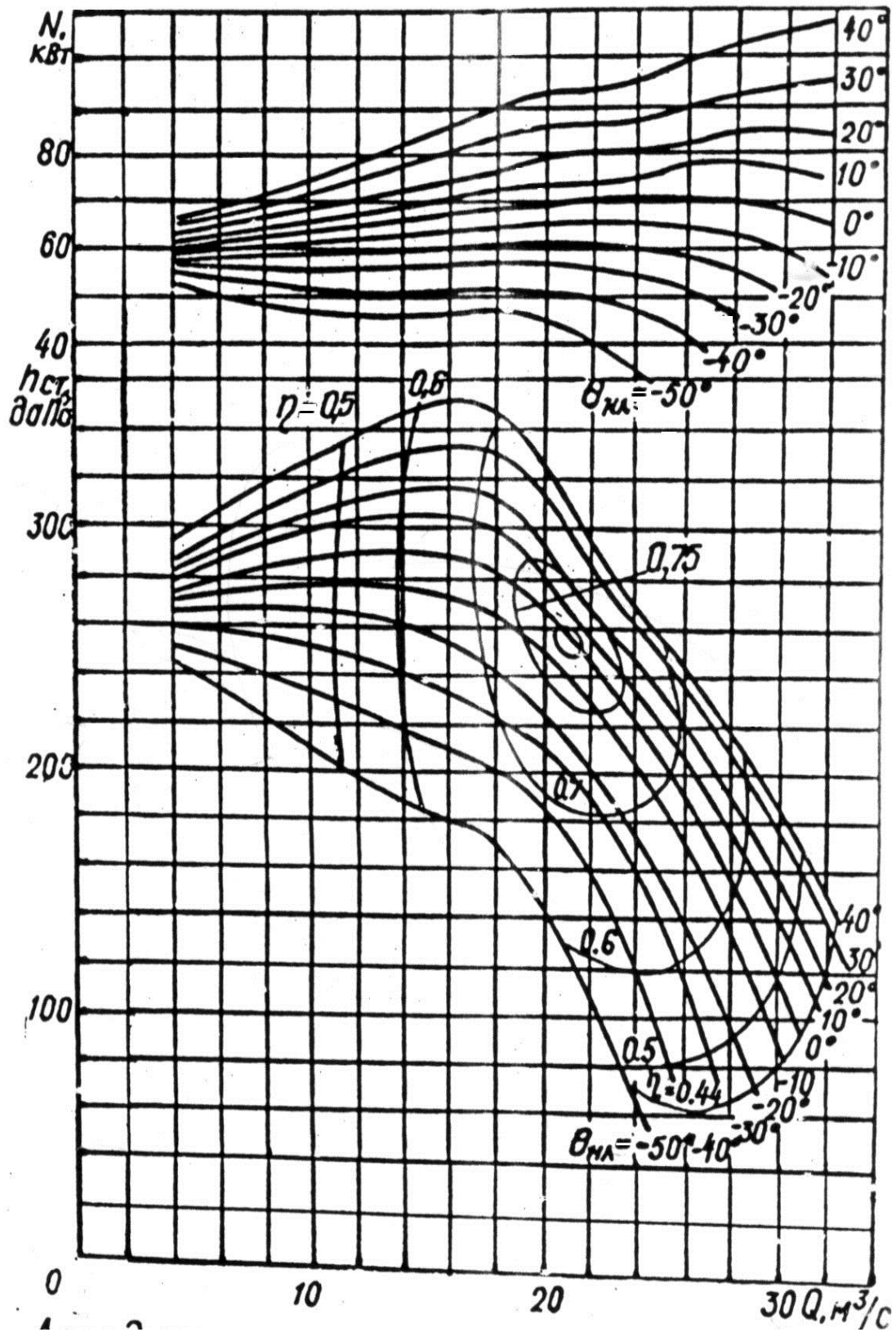


Рис. Б.7. – Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЭ-12



ПРИЛОЖЕНИЕ В

Таблица В.1

Расчет трудоемкости проведения выработки при БВР

Операция	Объем работ на цикл	Расчет нормы выработки				Количество чел.смен
		По /11/	K <sub>1</sub>	K <sub>2</sub>	Принятой	
Бурение шпуров по углю, м	$V_{б.у} = N_y \cdot l_3 / \eta_y \cdot \cos \alpha = 8 \cdot 2,0 / 0,9 \cdot 0,95 = 18,7$	6/0,11=55	1,1	1,0	$H_{б.у} = 55 \cdot 1,1 \cdot 1,0 = 60,5$	$n'_{б.у} = V_{б.у} / H_{б.у} = 18,7 / 60,5 = 0,31$
Бурение шпуров по породе, м	$V_{б.п} = N_n \cdot l_3 / \eta_n \cdot \cos \alpha = 20 \cdot 2,0 / 0,95 \cdot 0,95 = 44,32$	6/0,13=46	1,1	1,0	$H_{б.п} = 46 \cdot 1,1 \cdot 1,0 = 50$	$n'_{б.п} = V_{б.п} / H_{б.п} = 44,32 / 50 = 0,89$
Погрузка угля, м <sup>3</sup>	$V_{н.у} = S_y \cdot l_3 = 3,8 \cdot 2,0 = 7,6$	6/0,23=26	1,0	1,0	$H_{п.у} = 26 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 26$	$n'_{н.у} = V_{н.у} / H_{н.у} = 7,6 / 26 = 0,29$
Погрузка породы, м <sup>3</sup>	$V_{н.п} = S_n \cdot l_3 = 10,2 \cdot 2,0 = 20,4$	6/0,27=22	1,0	1,0	$H_{п.п} = 22 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 22$	$n'_{н.п} = V_{н.п} / H_{н.п} = 20,4 / 22 = 0,93$
Крепление штрека, рам	$V_{кр} = l_3 / L = 2,0 / 1,0 = 2,0$	6/6,4=0,94	1,0	1,0	$H_{кр} = 0,94 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 0,94$	$n'_{кр} = V_{кр} / H_{кр} = 2,0 / 0,94 = 2,13$
Настилка пути, м	$V_{н.н} = l_3 = 2,0$	6/2,1=2,85	1,0	1,0	$H_{н.н} = 2,85 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 2,85$	$n'_{н.н} = V_{н.н} / H_{н.н} = 2,0 / 2,85 = 0,7$
Крепление водосточ. канавки, м	$V_{к.к} = l_3 = 2,0$	6/0,85=7,06	1,0	1,0	$H_{к.к} = 7,06 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 7,06$	$n'_{к.к} = V_{к.к} / H_{к.к} = 2,0 / 7,06 = 0,29$

Итого трудоемкость работ цикла  $n'_y = 5,54$

Таблица В.2 - Расчет трудоемкости комбайнового проведения выработки

Операция	Объем работ на смену при $V_{см}=3,0м/смену$	Расчет норм выработки				КОЛИЧЕСТВО ЧЕЛ.СМЕН
		По /11/	К1	К2	принятой	
Выемка горной массы комбайном, $м^3$	$V'_B = 3 * 14 = 42$	$\frac{6}{0,52} = 11,52$	1,2	1,1	$11,52*1, 2*1,1=1 5,21$	2,76
Крепление штрека, рамы	$V'_{кр} = \frac{v_{см}}{L} = \frac{3,0}{1} = 3,0$	$\frac{6}{6,4} = 0,94$	1,0	1,0	0,94	3,19
Настилка пути, м	$V'_{н.п.} = v_{см} = 3,0$	$\frac{6}{2,1} = 2,85$	1,0	1,0	2,85	1,05
Крепление водосточной канавки, м	$V'_{к.к} = v_{см} = 3,0$	$\frac{6}{0,85} = 7,06$	1,0	1,0	7,06	0,42

Итого (трудоемкость работ сменного объема)

$$n''_{см} = 7,42$$

Таблица В.3 – Сводные ТЭП проведения выработки

Показатель	Формула или ее номер	Количество
1	2	3
Суточная скорость, м/сут	$V_{сут} = T_{см} n_{ср} l_3 / T_{ц}$	
Месячная скорость, м/мес.	(15)	
Явочный состав суточной бригады, чел.	(10)	
Списочный состав суточной бригады, чел.	(11)	
Комплексная норма, м/чел.смену	(12)	
Производительность труда, м/чел.выход	(13)	
Полная стоимость 1 м выработки, грн/м	(37)	
Стоимость проведения всей выработки, грн.	$C_{выр} = C_{пол} \cdot l_{выр}$	
Время проведения всей выработки, мес.	$T_{выр} = l_{выр} / v_{мес}$	

ПРИЛОЖЕНИЕ Г  
Таблица Г.1

Стоимость основных материалов

Материал	Цена единицы, грн
1	2
Рудничные стойки деревянные, м <sup>3</sup>	100
Обапола (затяжка) деревянная, м <sup>3</sup>	85
Шпала деревянная, шт.:	
Колея 600 мм	9
Колея 900 мм	6
Щит опалубочный, м <sup>2</sup>	30,32
Верхняки, т:	
Из СВП	1612
из двутавра №14-20	1422
Крепь АП из СВП, т:	
3-звенная	1850
5-звенная	1820
Электродетонаторы, тыс.шт	
ЭДКЗ-ОП	1860
ЭДКЗ-ПМ	1884
ЭДЗД	1650
Аммонит Т-19, т	6342
Аммонит №6ЖВ, т	6564
Аммонал скальный №1, т	15000
Бетонная смесь, м <sup>3</sup>	
М-150 (В15)	127
М-200 (В20)	157
М-300 (В25)	181
Балласт щебенной, м <sup>3</sup>	25
Анкерная крепь, т	1569
Рельсы, т	
Р-24	2048
Р-33	2048
<i>Двутавровый профиль № 18-22, т</i>	1230
Железобетонная стойка, трубчатая, шт.	38
Затяжки железобетонные, м <sup>3</sup>	620
Сетчатая затяжка металлическая, м <sup>2</sup>	27
Железобетонные шпалы, шт.:	
Колея 600 мм	43
колея 900 мм	49
Ж/б крепь водосточной канавки, м	39

## Полная цена некоторых машино-смен

Машины и механизмы	Полная цена машино-смен, грн
1	2
Отбойный молоток	13,4
Бетоноукладчик поршневой	147,3
Пневмобетоноукладчик	86,6
Вибратор	17,0
Вагонетка: 1 м <sup>3</sup> , 2.5 м <sup>3</sup> , 3.3 м <sup>3</sup>	4,5; 8,00; 9,5
<b>Нарезной комбайн</b>	232
Проходческие комбайны: 4ПП-2М	605
П-110	550
КСП-21	310
КСП-32	520
ГПКС	320
Погрузочные электрические ковшо-вые машины для горизонтальных выработок при S>8 м <sup>2</sup>	180
Погрузочные машины на гусеничном ходу:	
S<12 м <sup>2</sup>	200
S>12 м <sup>2</sup>	309
Погрузочные электрические машины для наклонных выработок	493
Короткий перегружатель	95
Ручные электросверла	14,4
Колонковые электросверла	24,0
Погрузочные пневматические машины для горизонтальных выработок: S<8 м <sup>2</sup>	186
S>8 м <sup>2</sup>	435
Перфораторы:	
Телескоповые	40,75
колонковые	53,5
ручные	42,0
Турбонасосы забойные	39,6
Скреперная установка	129,0
Вентилятор:	
Осовой, диаметр 600 мм	36,5
Центробежный, диаметр 1000 мм	127,0
Маневровая лебедка	32,0
Погрузочная машина 2ППБ-2	309,0
МП-2	320,0
Навесное бурильное оборудование НБ-1П (две бурильные машины)	143,5
Перегружатель типа ППЛ-1Э, ППЛ-1П	140
Маневровая тележка МГ-1	30,4
Бурильная установка: БУ-1	138
БУР-2	210
БУЭ-2, СБУ-2м	320
Скребковый конвейер	213,0
Ленточный конвейер	150,0

Варианты заданий для курсового проектирования

Номер варианта	Название выработки	Срок эксплуатации, лет	Тип транспортных средств		Количество путей	Параметры пласта		Коэффициент крепости пород			Категория по газу	Грузопоток по выработке, т/сут	Темпы проведения, м/мес	Длина выработки, м
			вагон	конвейер		мощность, м	угол падения, град	для кварцшлата	для пластовых выработок	для пластовых выработок				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	Квершлаг	20	ВГ-2,5	-	1	-	-	4	6	10	I	1000	100	500
2	Штрек	10	ВГ-3,3	-	2	1,0	15		6	3	II	1200	150	900
3	Уклон	15	-	2Л100	-	0,8	8		4	8	III	1500	100	180
4	Бремсберг	8	-	ЛБ100	-	1,1	10		3	5	Св.кат	1600	110	165
5	Людской хо- док	12	ВЛ- 50/10	-	1	0,9	12		6	9	Негаз.	-	120	180
6	Квершлаг	25	ВГ-3,3	-	2	-	-	10	4	8	III	1500	90	540
7	Штрек	12	ВГ-2,5	-	2	1,2	10		4	8	Св.кат	1000	125	750
8	Уклон	10	ВГ-1,6	-	1	1,0	15		8	5	II	1800	80	160
9	Бремсберг	15	ВГ-3,3	-	1	1,5	8		5	4	I	1200	100	150
10	Людской хо- док	7	ВЛ- 30/15	-	1	1,0	10		3	6	III	-	100	140
11	Квершлаг	15	ВД-4	-	2	-	-	3	9	4	II	2000	120	480
12	Штрек	8	ПВГ-3,3	ЛК-100	1	1,4	12		4	6	III	1800	140	700
13	Уклон	12	ВГ-3,3	-	1	1,2	10		4	6	I	1600	120	150
14	Бремсберг	10	-	2Л100У	-	1,0	6		6	3	Св.кат	1500	95	190
15	Людской хо- док	10	ВЛН1- 10Г	-	1	1,2	8		8	4	II	-	110	165
16	Квершлаг	30	УВД-3,3	-	2	-	-	9	3	5	Негаз.	1800	110	660
17	Штрек	15	ВГ-2,5	3Л100У	1	1,3	8		6	3	I	1500	130	650
18	Уклон	8	-	Л80	-	0,9	12		6	3	Св.кат	1400	90	170
19	Бремсберг	6	-	1ЛТ100	-	1,2	10		4	8	II	1000	120	180

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
20	Квершлаг	10	ВДК-2,5	ЛЦ100	1	-	-	6	4	6	Св.кат	1400	130	780
21	Штрек	7	ВД-4	1Л1001	1	1,5	18				Негаз.	1400	160	800
22	Уклон	6	ВГ-2,5	-	1	1,1	13		5	8	Негаз.	1200	11	143
23	Бремсберг	12	ВГ-1,6	-	1	0,9	9		8	3	III	1100	125	175
24	Квершлаг	35	ВГ-1,6	-	2	-	-	5			I	1600	140	700
25	Штрек	9	ВД-3,3	Л801	1	1,6	10		6	3	Св.кат	2000	135	810
26	Уклон	15	ПВГ-3,3	2ЛУ100	1	1,4	9		6	4	III	1800	125	200
27	Бремсберг	7	-	2Л100	-	1,3	10		5	8	I	1800	130	195
28	Квершлаг	8	ВД-4	-	2	-	-	8			III	2000	150	750
29	Штрек	6	ВГ-2,5	ЛЦ100	1	1,1	13		8	8	I	1600	120	840
30	Уклон	10	-	2Л100У	-	1,3	14		6	6	II	1100	100	150
31	Бремсберг	9	ВГ-2,5	-	1	1,0	12		3	3	II	1300	105	170
32	Людской хо- док	15	ВЛН1- 15Г	-	1	1,4	15		4	4	I	-	120	192
33	Квершлаг	12	ВГ-2,5	-	2	-	-	6			II	1700	100	650
34	Штрек	8	УВД-3,3	-	2	1,0	16		8	5	I	1300	110	600
35	Уклон	10	-	2Л100У	-	1,2	10		5	8	III	1800	110	160
36	Бремсберг	15	ВГ-3,3	-	1	1,1	12		6	3	Св.кат	1400	110	175
37	Квершлаг	20	ВГ-1,6	3Л100У	1	-	-	9			III	2000	100	800
38	Штрек	14	ПВГ-3,3	ЛК100	1	1,5	18		3	6	Св.кат	1600	110	950
39	Людской хо- док	9	ВЛ- 50/15	-	1	1,3	11		4	9	I	-	120	180
40	Квершлаг	20	ВД-4	-	12	-	-	4			Негаз.	1800	120	750
41	Штрек	10	ВГ-2,5	-	1	1,4	8		5	10	II	1500	120	900
42	Квершлаг	25	ВГ-2,5	1Л1001	1	-	-	10			II	1400	120	700
43	Штрек	12	ВГ-1,6	ЛЦ-100	1	1,2	4		7	4	III	1200	100	800

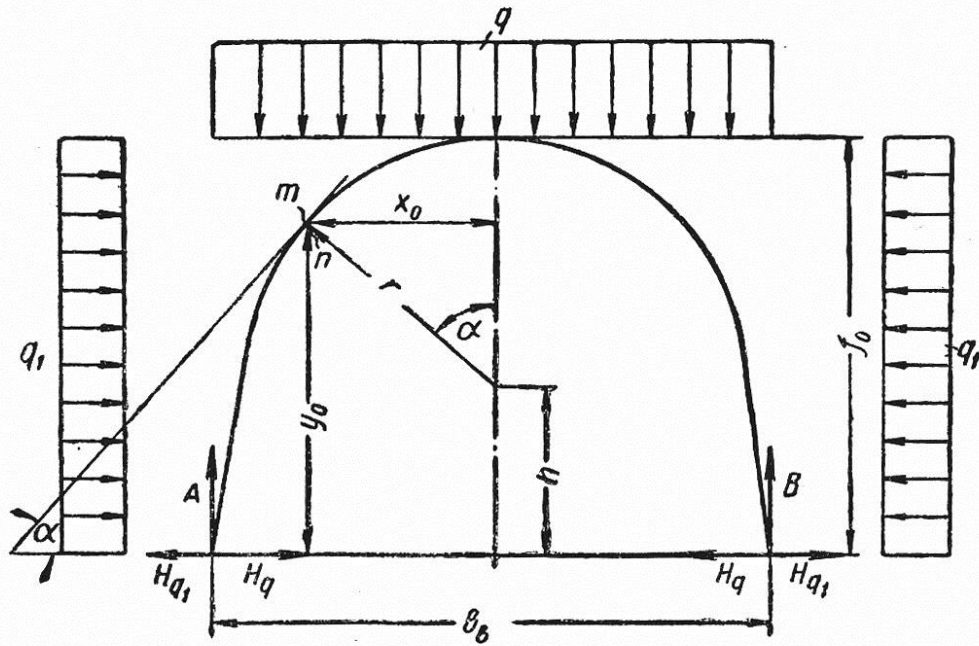


Рис.Е. 1. Расчетная схема для определения размеров металлической трехшарнирной арочной крепи выработки, проведенной в сложных горно-геологических условиях

Таблица Е.1. Балки из спецпрофиля

Спецпрофиль	Вес 1 м, кг	Площадь сечения, см <sup>2</sup>	$J_x$	$J_y$	$W_x$	$W_y$
СВП №18						
Тип А	17,83	22,71	168,1	339,0	42,95	62,3
Тип Б	17,85	22,75	216,6	335,3	50,60	52,4
СВП №28						
Тип А	27,90	35,50	533,3	788,8	94,80	104,5
Тип Б	28,10	35,80	584,8	675,6	102,20	89,5
СВП №17	17,06	21,73	243,4	382,3	50,30	57,9
СВП №22	21,50	27,36	433,6	691,3	75,02	88,9
СВП №24	24,08	30,68	422,8	475,1	75,77	72,5
СВП №27	26,98	34,40	639,1	763,1	100,20	101,5
СВП №33	33,80	42,46	875,2	921,4	138,50	148,0
Двутавр №16	15,90	20,20	873,0	58,6	109,00	14,5
Двутавр №18	18,40	23,40	1290,0	82,6	143,00	18,4
Двутавр №20	21,00	26,80	1840,0	115,0	184,00	23,1
Двутавр №24	27,30	34,80	3460,0	198,0	289,00	34,5

## СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Оформление и защита студенческих работ. Методические указания / П.П. Голембиевский, И.С. Костюк, А.С. Подтыкалов. – Донецк: ДГТУ, 1998. – 58 с.
2. СНиП II-94-80. Подземные горные выработки. – М.: Стройиздат, 1982. – 32 с.
3. Правила безпеки у вугільних шахтах. – Київ: Основа, 2010.
4. Единые правила безопасности при взрывных работах. – К.: Норматив, 1992. – 172 с.
5. Методические указания по составлению режимов ведения взрывных работ в угольных шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли. К § 221 ЕПБ. – Макеевка: Донбасс, МакНИИ, 1994. – 10 с.
6. Унифицированные типовые сечения горных выработок. В 3-х томах. – К.: Будівельник, 1972. – Т. 1-3.
7. Технологические схемы очистных и подготовительных работ на угольных шахтах: в 2 ч. – М.: Недра, 1972.
8. Технологические схемы проведения горизонтальных и наклонных горных выработок при строительстве и реконструкции шахт. – Харьков: ВНИИОМШС, 1974. – 202 с.
9. Машины и оборудование для угольных шахт: Справочник/Под ред. В.Н. Хорина – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. 424 с.
10. Справочник взрывника/Б.Н. Кутузов, В.М. Скоробогатов, И.Е. Скоробогатов, И.Е. Ерофеев и др.; Под общ. Ред. Б.Н. Кутузова. – М.: Недра, 1988. – 511 с.
11. Мухопад М.Д. Транспортные машины. – Х.: Вид-во “Основа” при Харк. ун-те, 1993. – 192 с.
12. Поддержание сопряжений горных выработок/К.В. Кошелев, Н.В. Игнатович, В.И. Полтавец. – К.: Техника, 1991. – 176 с.
13. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. – К.: 2004, – 302 с.
14. Типовые сечения горных выработок, закрепленных бетоном и искусственным камнем: В 3 т. – М.: Недра, 1971. – Т. 1-3.
15. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Киев, 1994. – 311 с.
16. Насонов В.Д., Ресин В.И., Шуплик М.Н., Федюкин В.А. Технология строительства подземных сооружений. Строительство горизонтальных и наклонных выработок. – М.: Изд-во Академии горных наук, 1998. – 317 с.
17. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах: учебн. пособие для ВУЗов. – М.: Недра, 1989. – 240 с.



18. Машины и оборудование для очистных и проходческих работ. Отраслевой каталог/ часть II. Оборудование для проходческих работ. – М., ЦНИЭИ Уголь, 1990.
19. Техника и технология горноподготовительных работ в угольной промышленности/Под ред. Э.Э. Нильвы. – М: Недра. – 315 с. – 148 с.
20. Машины и оборудование для шахт и рудников/С.Х. Клорикьян, В.В. Старичев, М.А. Сребный и др. – М.: МГГУ, 1994. – 471 с.
21. Бабиюк Г.В. Процессы горнопроходческих работ/ Учебн. пособ. – Алчевск: ДГМИ, 2003 – 360 с.
22. Соболев В.В., Скобенко О.В., Іванишин С.Я. Фізика гірських порід: Навчальний посібник для вузів. – Дніпропетровськ: Поліграфіст, 2003. – 255 с.
23. Шевцов М.Р., Таранов П.Я., Левіт В.В., Гудзь О.Г. Руйнування гірських порід вибухом: Підручник для вузів. – 4-е видання перероб.і доп. – Донецьк:ТОВ “Лебідь”, 2003.- 272 с.
24. Контурное взрывание в угольных шахтах / Сост.: П.Я. Таранов, Е.М. Гарцуев, А.Г. Гудзь и др. – Донецк: Донбасс, 1972. – 78 с.
25. Мухопад Н.Д. Транспортные машины.– Киев-Донецк: Вища школа, 1984.– 85 с.
26. Машины и оборудование для угольных шахт: Справочник / под ред. В.Н. Хорина. – М.: Недра, 1987. – 424 с.
27. НПАОП 0.00-1.66-13. Правила безпеки під час поведження з вибуховими матеріалами промислового призначення. – ДП «Луганський ЕТЦ», 2013. – 193 с.
28. Технологія та безпека виконання вибухових робіт Практикум /Соболев В.В., Усик І.І., Терещук Р.М. – Д.: НГУ, 2006. 114 с.

Бібліотечка іноземного студента

**Скобенко** Олександр Васильович  
**Григор'єв** Олексій Євгенович  
**Терещук** Роман Миколайович  
**Халимендик** Олексій Володимирович

**ТЕХНОЛОГІЯ БУДІВНИЦТВА  
ГОРИЗОНТАЛЬНИХ І ПОХИЛИХ ВИРОБОК**

Методичні рекомендації до виконання курсового проекту  
для студентів спеціальності 184 Гірництво

Видано в редакції авторів.

Підписано до друку 06.04.2016. Формат 30x42/4.  
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 3,5.  
Обл.-вид. арк. 3,1. Тираж 200 пр. Зам. № 227.

Державний вищий навчальний заклад  
«Національний гірничий університет»  
49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.