

**Министерство образования и науки Российской Федерации**

**Федеральное государственное бюджетное образовательное  
учреждение высшего образования  
Санкт-Петербургский горный университет**

**Кафедра экономики, организации и управления**

**ЭКОНОМИКА И МЕНЕДЖМЕНТ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА**

*Методические указания к практическим занятиям студентов  
специальности 21.05.04 «Горное дело», специализации «Шахтное и  
подземное строительство»*

**САНКТ-ПЕТЕРБУРГ  
2020**

**УДК 658.5**

**ЭКОНОМИКА И МЕНЕДЖМЕНТ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА/**  
Методические указания к практическим занятиям студентов / Санкт-Петербургский горный университет Сост.: *А.Ю. Никулина, А.Ю. Цветкова*  
СПб. 2020. 24 с.

Методические указания к практическим занятиям студентов необходимы для отработки практических навыков в области экономики и менеджмента, организации строительства горных выработок».

Методические указания предназначены для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело», специализации «Шахтное и подземное строительство».

Библиогр.: 23 назв.

Научный редактор: доцент Крылов А.В.

© Санкт-Петербургский  
горный университет  
2020.

## **ВВЕДЕНИЕ**

Курс «Экономика и менеджмент горного производства» предназначен для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство». При изучении дисциплины студентам даются основы экономики в шахтном и подземном строительстве, организации, нормирования и оплаты труда, основы сметного дела. Дисциплина связана с основными технологическими курсами по строительству шахт, рудников и других подземных сооружений.

Современная рыночная экономика требует от студентов-шахтостроителей знаний и умений по следующим основным направлениям:

- организация работ при строительстве горных предприятий;
- нормирование работ;
- расчет заработной платы рабочих;
- разработка графиков организации работ и графиков выходов рабочих;
- работа с отраслевыми справочниками и нормативными документами (ФЕР, ТЕР, СНИП, ЕНиР);
- составление сметной документации на строительство горных выработок;
- расчет сметной стоимости строительства горных выработок.

## 1. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ГРАФИКОВ ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Расчет графиков организации работ рекомендуется выполнять в следующей последовательности: выбрать режим работы, установить подвигание забоя за цикл, определить по заданной месячной скорости проходки ствола ориентировочную продолжительность цикла, рассчитать продолжительность отдельных процессов проходческого цикла, уточнить продолжительность цикла, составить графики организации работ, число выходов рабочих и месячный график проходки ствола.

При расчете графиков организации работ при строительстве стволов режим работы принимается в четыре смены без перерывов между сменами.

Подвигание забоя выбирают по рациональной глубине шпуров с учетом коэффициента использования шпура (КИШ) и рабочей высоты опалубки. При ручном бурении рациональная глубина шпуров 2,5 — 3,5 м, при механизированном — 3,5 — 4,5 м.

Ориентировочная продолжительность цикла (ч) рассчитывается по формуле:

$$T_{\text{ц}} = \frac{24 \cdot l_{\text{ц}} \cdot n_{\text{м}}}{v_{\text{м}}}, \quad (1)$$

где 24 – количество часов в сутках;  $l_{\text{ц}}$  – подвигание забоя за цикл, м;  $n_{\text{м}}$  – число рабочих дней в месяце по проходке ствола, без учёта монтажных и ремонтных работ;  $v_{\text{м}}$  – заданная скорость проходки ствола, м/мес.

Продолжительность механизированных процессов (бурения шпуров бурильными установками и погрузки породы) определяется по производительность горнопроходческих машин, продолжительность бурения шпуров ручными перфораторами, наращивания трубопроводов определяется по расчётной трудоёмкости работ или приближенно, по средним удельным затратам времени на 1 м ствола.

Продолжительность бетонирования рассчитывают по пропускной способности бетонопроводов.

Продолжительность бурения шпуров установками БУКС и СМБУ определяется по следующей формуле:

$$T_{\text{б}} = \frac{n_{\text{шп}} \cdot l_{\text{шп}}}{Q_{\text{б}}} + T_{\text{п.з.}}, \quad (2)$$

где  $n_{\text{шп}}$  – количество шпуров;  $l_{\text{шп}}$  – средняя глубина шпуров, м;  $Q_{\text{б}}$  – производительность бурильной установки, м<sup>3</sup>/ч;  $T_{\text{п.з.}}$  – время подготовительно-заключительных операций (спуск и подготовка бурильной установки к работе, выдача установки на поверхность после окончания бурения). Рекомендуется принимать:  $T_{\text{п.з.}} = 40 - 60$  мин.

Производительность бурильной установки определяется по формуле:

$$Q_6 = \frac{60\varphi \cdot n_6 \cdot k_n \cdot v_{\text{бур.}}}{1 + \sum t_b}, \quad (3)$$

где  $\varphi$  – коэффициент одновременности работы бурильных машин;  $n_6$  – количество бурильных машин;  $k_n$  – коэффициент надёжности установки;  $v_{\text{бур.}}$  – средняя скорость бурения шпуров, м/мин;  $\sum t_b$  – время вспомогательных операций при бурении 1 м шпура, мин/м.

Рекомендуется принимать:  $\varphi = 0,7 - 0,8$ ;  $k_n = 0,8 - 0,9$ ;  $\sum t_b = 2 - 4$  мин/м, в зависимости от глубины шпура ( $l_{\text{шп}} = 2,5 - 4,5$  м); скорость бурения шпуров диаметром 52 мм принимать в зависимости от крепости пород (табл. 1.1).

Таблица 1. Значения скорости бурения шпуров в зависимости от коэффициента крепости пород по проф. М.М. Протодяконову

$f$		до 6	7 – 9	10 – 12	12 – 14
$v_{\text{бур.}}$	м/мин	1,2 – 0,8	0,8 – 0,7	0,7 – 0,5	0,5 – 0,25

Скорость бурения шпуров диаметром 40 – 43 мм на 20 % выше, чем скорость бурения шпуров диаметром 52 мм.

Время зарядания шпуров определяется по формуле:

$$T_3 = \frac{n_{\text{шп}} \cdot t_3}{\varphi_1 \cdot N_3} + t_{\text{п.з.}}, \quad (4)$$

где  $T_3$  – время необходимое на зарядание всех шпуров, мин;  $n_{\text{шп}}$  – количество шпуров;  $t_3$  – время зарядания одного шпура,  $t_3 = 4 + 1,1 \cdot l_{\text{шп}}$ , мин;  $\varphi_1$  – коэффициент, учитывающий занятость рабочих, участвующих в зарядании,  $\varphi_1 = 0,7 - 0,85$ ;  $N_3$  – число проходчиков, занятых на зарядании шпуров;  $t_{\text{п.з.}}$  – время на подготовительно-заключительные операции при зарядании,  $t_{\text{п.з.}} = 20 - 30$  мин.

Время проветривания забоя  $T_{\text{пров.}}$  обычно составляет 20 – 30 минут, время на спуск проходческого полка и приведение забоя в безопасное состояние  $T_{\text{б.с.}} = 30 - 40$  мин.

Время погрузки породы определяется следующим путём:

$$T_{\text{п}} = T_{\text{I}} + T_{\text{II}} + T_{\text{п.з.}}, \quad (5)$$

где  $T_{\text{I}}$  – время погрузки породы в первую фазу (механизированная погрузка), мин;  $T_{\text{II}}$  – время погрузки породы во вторую фазу (ручная погрузка), мин;  $T_{\text{п.з.}}$  – время подготовительно-заключительных операций при погрузке, мин.

Время погрузки породы в первую фазу определяется по формуле:

$$T_I = \frac{\alpha \cdot V \cdot k_p}{n_{гр} \cdot P_T \cdot k} + \frac{\alpha \cdot V \cdot k_p \cdot t_{п}}{k_3 \cdot V_6}, \quad (6)$$

где  $\alpha$  — коэффициент, учитывающий объём породы в первой фазе погрузки,  $\alpha = 0,80 - 0,95$ ;  $V$  — объём породы от заходки (в массиве),  $m^3$ ;  $k_p$  — коэффициент разрыхления,  $k_p = 1,8 - 2,0$ ;  $n_{гр}$  — число, одновременно работающих в забое грейферов;  $P_T$  — техническая производительность одного грейфера,  $m^3/ч$ ;  $k$  — коэффициент одновременности работы,  $k = 1$  при  $n_{гр} = 1$ ,  $k = 0,75 - 0,8$  при  $n_{гр} = 2$ ;  $t_{п}$  — время на перецепку бадьи,  $t_{п} = 0,008 - 0,016$  ч;  $k_3$  — коэффициент заполнения бадьи,  $k_3 = 0,9$ ;  $V_6$  — вместимость бадьи,  $m^3$ .

$$T_{II} = \frac{\varphi_2 \cdot V \cdot k_p \cdot (1 - \alpha)}{N_p \cdot P_y}, \quad (7)$$

где  $\varphi_2$  — коэффициент, учитывающий неравномерность работы,  $\varphi_2 = 1,0 - 1,15$ ;  $N_p$  — число рабочих, занятых на разборке породы;  $P_y$  — производительность одного рабочего на разборке породы,  $P_y = 1,0 - 1,4$   $m^3/ч$ .

Время подготовительно-заключительных операций  $T_{п.з.}$  при грузчиках ручного вождения составляет  $0,25 - 0,3$  ч, а при погрузке машинами КС-2У/40 —  $0,5 - 0,8$  ч.

Время бетонирования одной заходки определяется по следующей формуле:

$$T_{кр} = \frac{(\mu \cdot S_{вч} - S_{св}) \cdot h_0}{P_6} + t_{вспом.}, \quad (8)$$

где  $\mu$  — коэффициент излишка сечения ствола  $\mu = 1,03 - 1,05$ ;  $S_{вч}$  и  $S_{св}$  — площадь поперечного сечения ствола в черне и в свету,  $m^2$ ;  $P_6$  — производительность труда рабочих при подаче бетона за опалубку,  $m^3/ч$  (при одном бетоноводе  $P_6 = 6 - 8$   $m^3/ч$ , при двух —  $P_6 = 10 - 12$   $m^3/ч$ );  $t_{вспом.}$  — время на выполнение вспомогательных работ,  $t_{вспом.} = 2 - 4$  ч;  $h_0$  — рабочая высота опалубки

Время на наращивание трубопроводов может быть принято ориентировочно: при навеске труб на бетонную крепь —  $0,5 - 1,0$  ч/м, при навеске трубопроводов на канатах —  $0,1 - 0,2$  ч/м.

Целесообразно предусматривать в графике часовой перерыв после заполнения бетоном пространства за опалубкой на высоту около 1 м, для того чтобы обеспечить благоприятные условия для схватывания и начала твердения бетонной смеси ( $T_{кр} = 1$  ч). Это время бригада использует для наращивания одного из трубопроводов и выполнения других вспомогательных работ. Остальные трубопроводы наращиваются в

специально отведенные для монтажных работ смены, поэтому затраты времени на этот вид работ в расчетную продолжительность не входят.

Время, необходимое на спуск-подъём смены, определяется по следующей формуле:

$$T_{\text{с.п.}} = \frac{0,25 \cdot T_{\text{ц}}}{T_{\text{см}}}, \quad (9)$$

где  $T_{\text{с.п.}}$  — время, затрачиваемое на спуск-подъём рабочих, ч;  $T_{\text{ц}}$  — приблизительная продолжительность цикла, определённая по формуле 1, ч;  $T_{\text{см}}$  — продолжительность рабочей смены, ч.

При совмещенной схеме проходки ствола расчетная продолжительность цикла определяется по формуле:

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{б}} + T_{\text{з}} + T_{\text{пров.}} + T_{\text{б.с.}} + T_{\text{п}} + T_{\text{кр}} + T_{\text{тв.}} + T_{\text{с.п.}}. \quad (10)$$

При параллельно-щитовой схеме проходки:

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{б}} + T_{\text{з}} + T_{\text{пров.}} + T_{\text{б.с.}} + T_{\text{п}} + T_{\text{с.п.}}. \quad (11)$$

При проходке ствола по последовательной схеме с временной крепью:

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{б}} + T_{\text{з}} + T_{\text{пров.}} + T_{\text{б.с.}} + T_{\text{п}} + T_{\text{в.к.}} + T_{\text{с.п.}}, \quad (12)$$

где  $T_{\text{в.к.}}$  — время, необходимое для возведения временной крепи, определяемое по расчётной трудоёмкости этого процесса, формула 1.13.

$$T_{\text{в.к.}} = \frac{q \cdot T_{\text{см}}}{N_{\text{пр}} \cdot k_{\text{в}}}, \quad (13)$$

где  $q$  — трудоёмкость возведения временной крепи, чел.-смен по норме;  $T_{\text{см}}$  — продолжительность смены, ч;  $N_{\text{пр}}$  — число проходчиков, занятых креплением;  $k_{\text{в}}$  — плановый коэффициент перевыполнения норм выработки.

По полученному расчетному значению  $T_{\text{ц}}$  и ранее определенной ориентировочной продолжительности цикла подбирается рациональная величина, кратная длительности смены. Предпочтительна такая организация работ, при которой состав работ в каждой смене остается постоянным ( $T_{\text{ц}} = 24$  ч). Обычно при совмещенной схеме проходки  $T_{\text{ц}} = 24 - 30$  ч, при параллельно-щитовой — 12—18 ч.

Продолжительность цикла корректируется путем изменения продолжительности отдельных процессов, зависящих от числа проходчиков и уровня организации работ (бурение шпуров перфораторами, разборка породы во второй фазе погрузки, подготовительно-заключительные операции). Целесообразно выделять в графике 0,5 — 1 ч в сутки на непредвиденные работы.

Если таким путем не удастся получить продолжительность цикла, кратную длительности смены, то следует изменить объем работ за цикл, увеличив или уменьшив глубину шпуров, и затем повторить расчет.

В пределах выбранной продолжительности цикла составляется график цикличной организации работ, проводится расстановка проходчиков по рабочим местам и составляется график выходов рабочих.

Одновременно разрабатывается месячный график проходки ствола, в котором выделяются выходные дни, смены на планово-предупредительные ремонты, наращивание труб, перемонтаж опалубок, наращивание канатов и другие работы.

#### Типовая задача с решением

Ствол диаметром в свету 6 м с монолитной бетонной крепью толщиной 0,35 м проводится в породах крепостью  $f = 6$  по шкале проф. М. М. Протодяконова (III категория по СНиП) по совмещенной технологической схеме комплексом КС-2у (погрузочная машина 2КС-2у/40, бурильная установка БУКС-1м, вместимость бадей 3 м<sup>3</sup>). Рабочая высота опалубки 3,1 м. Число шпуров диаметром 52 — 53 мм 53 шт. Время проветривания 0,5 ч. Коэффициент использования шпуров — 0,9; коэффициент излишка сечения — 1,05. Ствол оснащен двумя бетоноводами. Все трубопроводы крепятся к стенкам ствола. Плановая скорость проведения ствола 80 м/мес. Число рабочих дней в месяце — 25, число рабочих смен в сутки — 4.

Определить: 1) ориентировочную продолжительность цикла; 2) продолжительность основных проходческих операций; 3) рациональную продолжительность проходческого цикла, а также выполнить расстановку рабочих по работам местам и составить график организации работ.

#### Решение

Установим предварительно значения коэффициентов, техническую производительность горнопроходческих машин и продолжительность подготовительно-заключительных операций:  $\varphi = 0,75$ ;  $\sum t_b = 3$  мин;  $k_n = 0,9$ ;  $v_{\text{бур.}} = 0,8$  м/мин;  $\varphi_1 = 0,8$ ;  $N_3 = 5$  чел;  $a = 0,9$ ;  $k_p = 1,8$ ;  $n_{\text{гр.}} = 1$ ;  $k = 1$ ;  $t_n = 0,0166$  ч;  $k_3 = 0,9$ ;  $\varphi_2 = 1,1$ ;  $N_p = 5$  чел;  $P_t = 40$  м<sup>3</sup>/ч;  $P_y = 1,0$  м<sup>3</sup>/ч;  $P_6 = 10$  м<sup>3</sup>/ч.

Продолжительность подготовительно-заключительных операций: при бурении — 0,75 ч, при зарядании шпуров — 0,5 ч, при погрузке отбитой горной массы — 0,5 ч, при бетонировании — 3 ч. Продолжительность перерывов: на твердение бетона — 1 ч, на приведение забоя в безопасное состояние — 0,5 ч, на спуск-подъем смены — 1 ч. Затраты времени на монтаж трубопроводов составляют 10 % от общего времени работы в течении месяца.



Подвигание забоя за цикл принимаем равным рабочей высоте опалубки – 3,1 м. Тогда средняя глубина шпуров с учётом КИШ равна 3,45 м.

Определим объём горной массы за цикл в массиве:

$$V = \mu \cdot S_{\text{вч}} \cdot l_{\text{зах.}} = 1,05 \cdot \frac{3,14 \cdot (6 + 2 \cdot 0,35)^2}{4} \cdot 3,1 = 114,7 \text{ м}^3,$$

где  $l_{\text{зах.}}$  – величина заходки, м.

Далее определим ориентировочную продолжительность цикла по формуле 1.1:

$$T_{\text{ц}} = \frac{24 \cdot l_{\text{ц}} \cdot n_{\text{м}}}{v_{\text{м}}} = \frac{24 \cdot 3,1 \cdot 25 \cdot 0,9}{80} = 20,9 \text{ ч},$$

здесь 0,9 – коэффициент, учитывающий время работ по проходке ствола в месяц за вычетом времени на монтаж трубопроводов (10 %).

Производительность буровой установки определяется по формуле 3:

$$Q_6 = \frac{60\varphi \cdot n_6 \cdot k_n \cdot v_{\text{бур.}}}{1 + \sum t_{\text{б}}} = \frac{60 \cdot 0,75 \cdot 4 \cdot 0,9 \cdot 0,8}{1 + 3} = 32,4 \text{ м/ч.}$$

Продолжительность бурения шпуров определяется по формуле 2:

$$T_6 = \frac{n_{\text{шп}} \cdot l_{\text{шп}}}{Q_6} + T_{\text{п.з.}} = T_6 = \frac{53 \cdot 3,45}{32,4} + 0,75 = 6,39 \text{ ч.}$$

Затраты времени на зарядание одного шпура:

$$t_3 = 4 + 1,1 \cdot l_{\text{шп}} = 4 + 1,1 \cdot 3,45 = 7,8 \text{ мин} = 0,13 \text{ ч.}$$

Продолжительность зарядания шпуров определяется по формуле 4:

$$T_3 = \frac{n_{\text{шп}} \cdot t_3}{\varphi_1 \cdot N_3} + t_{\text{п.з.}} = \frac{53 \cdot 0,13}{0,8 \cdot 5} + 0,5 = 2,22 \text{ ч.}$$

Продолжительность погрузки породы в первую фазу определяется по формуле 6:

$$T_I = \frac{\alpha \cdot V \cdot k_p}{n_{\text{гр}} \cdot P_{\text{т}} \cdot k} + \frac{\alpha \cdot V \cdot k_p \cdot t_{\text{п}}}{k_3 \cdot V_6} = \frac{0,9 \cdot 114,7 \cdot 1,8}{1 \cdot 40 \cdot 1,0} + \frac{0,9 \cdot 114,7 \cdot 1,8 \cdot 0,0167}{0,9 \cdot 3} = 5,79 \text{ ч.}$$

Продолжительность погрузки породы во вторую фазу определяется по формуле 7:

$$T_{II} = \frac{\varphi_2 \cdot V \cdot k_p \cdot (1 - \alpha)}{N_p \cdot P_y} = \frac{1,1 \cdot 114,7 \cdot 1,8 \cdot (1 - 0,9)}{5 \cdot 1} = 4,54 \text{ ч.}$$

Итого, общая продолжительность погрузки породы получается (формула 5):

$$T_{\text{п}} = T_I + T_{II} + T_{\text{п.з.}} = 5,79 + 4,54 + 0,5 = 10,83 \text{ ч.}$$

Продолжительность возведения монолитной бетонной крепи определяется по формуле 8:

$$T_{кр} = \frac{(\mu \cdot S_{вч} - S_{св}) \cdot h_0}{P_6} + t_{вспом.} = \frac{(1,05 \cdot 35,24 - 28,26) \cdot 3,1}{10} + 3 = 5,71 \text{ ч.}$$

Расчётная продолжительность цикла определяется по формуле 10 для совмещённой технологической схемы:

$$T_{ц} = 6,39 + 2,22 + 0,5 + 0,5 + 10,83 + 5,71 + 1,0 + 1,0 = 28,15 \text{ ч.}$$

Следует признать рациональной продолжительность цикла  $T_{ц} = 24$  ч, поскольку в расчет заложен определенный резерв. Так, много времени отведено на вспомогательные операции при бурении, приняты минимальными производительность погрузочной машины, производительность труда проходчиков на разборке породы, пропускная способность бетонопроводов; завышена длительность подготовительно-заключительных операций при бетонировании.

Проведем аналогичные расчеты при следующих исходных данных:  $\Sigma t_b = 2$  мин;  $P_t = 50 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $P_y = 1,2 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $t_0 = 2$  ч – время на перерыв при бетонировании.

Тогда получим следующие значения:  $T_6 = 4,98$  ч;  $T_I = 4,87$  ч;  $T_{II} = 3,78$  ч;  $T_{II} = 9,15$  ч;  $T_{кр} = 4,71$  ч.

Соответственно, получаем продолжительность цикла:

$$T_{ц} = 4,98 + 2,22 + 0,5 + 0,5 + 9,15 + 4,71 + 1,0 + 1,0 = 24,06 \text{ ч.}$$

Принимаем окончательно для построения графика организации работ в забое:  $T_6 = 5,75$  ч;  $T_3 = 2$  ч;  $T_{пров.} = 0,5$  ч;  $T_{б.с.} = 0,5$  ч;  $T_{II} = 9,25$  ч;  $T_{кр} = 4$  ч;  $T_{тв} = 1$  ч;  $T_{с.п.} = 1$  ч;  $T_{ц} = 24$  ч.

Месячная скорость проведения ствола в таком случае получается из формулы 1:

$$v_m = \frac{24 \cdot l_{ц} \cdot n_m}{T_{ц}} = \frac{24 \cdot 3,1 \cdot 25 \cdot 0,9}{24} = 69,75 \text{ м/мес} \approx 70 \text{ м/мес.}$$

Заданную месячную скорость проходки (80 м/мес) можно достичь тремя способами: 1) сокращением продолжительности цикла за счет совершенствования организации работ в стволе; 2) изменением объема работ за цикл путем увеличения глубины шпуров; 3) переходом на непрерывную рабочую неделю.

Очевидно, первый способ требует существенной организационно-технической проработки. Во втором случае расчет графика выполняется заново, при этом эффект достигается сокращением удельных затрат времени на подготовительно-заключительные операции, зарядание шпуров, разборку породы и перестановку опалубки. Третий путь самый несложный.

Для этого определяем месячную скорость проходки при 30 рабочих днях в месяце:

$$v_m = \frac{24 \cdot l_{\text{ц}} \cdot n_m}{T_{\text{ц}}} = \frac{24 \cdot 3,1 \cdot 30 \cdot 0,9}{24} = 83,7 \text{ м/мес.}$$

Расставляем проходчиков по рабочим местам. При бурении требуется один машинист для КС-2у/40, один горнорабочий — на проходческом полке, три — на обслуживании буровой установки и один — на откачке воды. Всего 6 чел.

При погрузке породы в первой фазе: один машинист КС-2у/40, один рабочий — на проходческом полке, три — на приемке и отправке бадей и один — на откачке воды. Всего 6 чел.

При погрузке породы во второй фазе: один машинист КС-2у/40, один рабочий — на проходческом полке и четыре — в забое.

При бетонировании: один рабочий — на проходческом полке, пять — в забое и на опалубке.

При такой расстановке сменные звенья проходческой бригады можно принять равными по численности и избежать работы проходчиков по вызову, что имеет место в случаях, когда число проходчиков на разборке породы и ручном бурении шпуров увеличивают с целью сокращения времени выполнения этих процессов. Итак, численность звена 5 человек, численность проходческой бригады 24 человека.

График организации работ для рассмотренных условий приведен на рис.1.

На графике из состава проходческих процессов выделено несколько операций, имеющих обособленное значение и существенно влияющих на продолжительность цикла. Время на спуск и подготовку бурильной установки, выдачу ее из забоя выделено из общей продолжительности бурения, время на спуск взрывчатых материалов и подъем полка — из времени на зарядание шпуров и т.д. В соответствии с технологией проходки ствола погрузка породы разделена на два периода. Продолжительность первого рассчитана с учетом объема породы, отгружаемой за этот период.

[illegible]

### Задачи для решения

**Задача 1.** Ствол диаметром в свету 8 м с монолитной бетонной крепью толщиной 0,45 м проводится в породах крепостью  $f = 7$  по параллельно-щитовой технологической схеме. Ствол оснащен погрузочной машиной 2КС-2У/40, двумя бурильными установками БУКС-1м, бадьями вместимостью 5 м<sup>3</sup>, двумя бетоноводами. Число шпуров диаметром 52 — 53 мм - 70 шт., средняя глубина шпуров 4,2 м. Время проветривания 0,33 ч. Коэффициент использования шпуров — 0,87; удельный объем породы, погруженной в первую фазу — 0,95, коэффициент излишка сечения — 1,05. Ожидаемая скорость проведения ствола 150 м/мес.  
Определить: 1) продолжительность проходческих процессов; 2) продолжительность цикла; 3) скорость сооружения ствола.

**Задача 2.** Ствол диаметром в свету 4,5 м с монолитной бетонной крепью толщиной 0,3 м проводится в породах крепостью  $f = 6$  по совмещенной технологической схеме. Ствол оснащен двумя грузчиками с ручным вождением КС-3, ручными буровыми машинами ПР-24ЛУ, бадьями БПС-1,5, секционной подвесной опалубкой с рабочей высотой 2,1 м. Число шпуров диаметром 43 - 44 мм - 46 шт., глубина шпура 2,4 м. Коэффициент использования шпуров — 0,87; коэффициент излишка сечения — 1,03, удельный объем породы, погруженной в I фазу, — 0,9. Производительность грузчика КС-3 по разрыхленной породе 8 м<sup>3</sup>/ч. Режим работы — 6 дней в неделю при четырех сменах в сутки. Удельные затраты времени на наращивание трубопроводов 1 ч на 1 м длины ствола.

### Задача 3. График организации работ при проходке ствола по совмещенной схеме

Ствол диаметром в свету 4,5 м с монолитной бетонной крепью толщиной 0,4 м проводится в породах крепостью  $f=6$  по совмещенной технологической схеме. Ствол оснащен двумя грузчиками с ручным вождением КС-3, ручными буровыми машинами ПР-24ЛУ, бадьями БПС-1,5, секционной подвесной опалубкой с рабочей высотой 2,1 м. Число шпуров диаметром 43–44 мм – 46 шт., глубина шпура – 2,4 м. Коэффициент использования шпуров – 0,87, коэффициент излишка сечения – 1,03, удельный объем породы, погруженной в I фазу, – 0,9. Производительность грузчика КС-3 по разрыхленной породе – 8 куб. м/час. Режим работы – 6 дней в неделю при 3 сменах в сутки. Удельные затраты времени на наращивание трубопроводов – 1 час на 1 м длины ствола.

Определить: расчетную продолжительность цикла, продолжительность основных операций, рациональную продолжительность

цикла, скорость сооружения ствола. Построить график организации работ.

**Задача 4. График организации работ при проходке ствола по параллельно-щитовой схеме**

Ствол диаметром в свету 8 м с монолитной бетонной крепью толщиной 0,45 м проводится в породах крепостью  $f=7$  по параллельно-щитовой технологической схеме. Ствол оснащен погрузочной машиной 2КС-2У/40, двумя бурильными установками БУКС-1, бадами вместимостью 5 куб. м, двумя бетоноводами. Число шпуров диаметром 52—53 мм – 70 шт., глубина шпура – 4,2 м. Время проветривания – 0,5 час. Коэффициент использования шпуров – 0,87, удельный объем породы, погруженной в I фазу, – 0,95, коэффициент излишка сечения – 1,05. Ожидаемая скорость проведения ствола – 100 м/мес.

Определить: расчетную продолжительность цикла, продолжительность основных операций, рациональную продолжительность цикла, скорость сооружения ствола. Построить график организации работ.

**Задача 5. Организация работ при проходке горизонтальных выработок буровзрывным способом**

Панельный бремсберг проводят по пласту угля мощностью 2 м с подрывкой породы в кровле пласта. Коэффициент присечки – 0,4. Крепость угля по шкале проф. М. М. Протодяконова – 1,5, породы – 4. Угол падения  $6^\circ$ . Крепь – арочная, податливая, шаг арок – 0,7 м. Сечение в свету – 14,1 кв. м, в проходке – 18,1 кв. м. Число шпуров по углю – 16, по породе – 18. Средняя глубина шпуров – 2,3 м, подвигание забоя за цикл – 2,1 м. Забой оснащен ручными электросверлами СЭР, погрузочной машиной 1ПНБ-2, перегружателем ППЛ-1, конвейером СР-70, ленточным конвейером 1Л80, монорельсовой дорогой 6ДМК. Взрывание шпуров по углю и породе раздельное. Время проветривания – по 15 мин. Расстояние подноски элементов крепи – 20 м.

Определить рациональную численность проходчиков, скорость проведения бремсберга и составить график организации работ.

**Задача 6. Организация работ при проходке горизонтальных выработок комбайнами**

Двухпутевой откаточный штрек сечением в свету 10,8 кв. м, вчерне 14,1 кв. м, с арочной металлической крепью, плотность установки которой – 1,1 арок/м, проходится по углю крепостью 1,5 с подрывкой 30 % породы ( $k_n=0,3$ ) крепостью 5. Комплект оборудования состоит из комбайна 4ПП-2, перегружателя ППЛ-1к, вагонеток ВГ-2,5 и электровоза.

Определить рациональную численность проходчиков, скорость проведения штрека и составить график организации работ.

## **2. ПЛАНИРОВАНИЕ МОЩНОСТЕЙ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ. ОСНОВЫ СЕТЕВОГО ПЛАНИРОВАНИЯ**

**Задача 8.** Горно-обогатительный комбинат добывает железную руду. Бизнес-планом предприятия объем добычи сырой руды в плановом году установлен на уровне 21 млн т. Производственная мощность на начало года – 19 млн т. Запланирован прирост мощности за счет технического перевооружения производства на 1,4 млн т. В то же время уменьшение мощности за счет ухудшения горно-геологических условий составит 0,3 млн т. Коэффициент использования мощностей – 0,985.

Определить объем добычи руды в плановом году, для обеспечения которого необходим ввод в действие новых мощностей.

**Задача 9.** Даны работы 1, 2, 3, 4, 5. Работу 3 можно начать после окончания работ 1 и 2; работу 4 – после окончания работ 2 и 5. Построить сетевой график и пронумеровать события.

**Задача 10.** Горно-обогатительный комбинат добывает железную руду. Бизнес-планом предприятия объем добычи сырой руды в плановом году установлен на уровне 23 млн т. Производственная мощность на начало года – 19 млн т. Запланирован прирост мощности за счет технического перевооружения производства на 1,6 млн т. В то же время уменьшение мощности за счет ухудшения горно-геологических условий составит 0,4 млн т. Коэффициент использования мощностей – 0,987.

Определить объем добычи руды в плановом году, для обеспечения которого необходим ввод в действие новых мощностей.

**Задача 11.** Даны работы 1, 2, 3, 4, 5, 6. Работы 3 и 4 могут выполняться после работ 1 и 2; работы 5 и 6 – после работ 1, 2, 3, 4. График завершается работой 6. Построить сетевой график и пронумеровать события.

**Задача 12.** Горно-обогатительный комбинат добывает железную руду. Бизнес-планом предприятия объем добычи сырой руды в плановом году установлен на уровне 24 млн т. Производственная мощность на начало года – 19 млн т. Запланирован прирост мощности за счет технического перевооружения производства на 2,0 млн т. В то же время уменьшение мощности за счет ухудшения горно-геологических условий составит

0,4 млн т. Уменьшение мощности за счет ее выбытия – 1,5 млн т. Коэффициент использования мощностей – 0,988.

Определить объем добычи руды в плановом году, для обеспечения которого необходим ввод в действие новых мощностей.

**Задача 13.** Даны работы 1, 2, 3, 4, 5. Работу 5 можно выполнять после окончания работы 4; работу 4 – после окончания работ 1 и 2 и частично 3. Для полного завершения работы 3 необходимо окончание работы 4, работы 4 – полное окончание работы 1. Построить и пронумеровать сетевой график.

**Задача 14.** Горно-обогатительный комбинат добывает железную руду. Бизнес-планом предприятия объем добычи сырой руды в плановом году установлен на уровне 26 млн т. Производственная мощность на начало года – 19 млн т. Запланирован прирост мощности за счет технического перевооружения производства на 2,4 млн т. В то же время уменьшение мощности за счет ухудшения горно-геологических условий составит 0,5 млн т. Уменьшение мощности за счет ее выбытия – 0,6 млн т. Коэффициент использования мощностей – 99,0.

Определить объем добычи руды в плановом году, для обеспечения которого необходим ввод в действие новых мощностей.

**Задача 15.** Даны работы 1, 2, 3, 4, 5. Работы 3 и 5 можно начать после окончания работы 2; работу 4 – после окончания работ 1 и 3. Построить и пронумеровать сетевой график.

### 3. СМЕТНАЯ СТОИМОСТЬ СТРОИТЕЛЬНО-МОНТАЖНЫХ РАБОТ

Сметная стоимость строительно-монтажных работ ( $C_{\text{СМР}}$ ) включает сметную себестоимость и сметную прибыль (СП). Сметная себестоимость определяется по калькуляционной группировке с выделением двух групп затрат: прямых затрат (ПЗ) и накладных расходов (НР):

$$C_{\text{СМР}} = \text{ПЗ} + \text{НР} + \text{СП} \quad (14)$$

Прямые затраты включают статьи расходов, непосредственно связанных с производством строительно-монтажных работ: оплату труда рабочих (ОЗП), расходы на эксплуатацию машин (ЭМ), материалы (М). Эти затраты могут быть определены прямым счетом на основании физических объемов работ, сметных норм и цен:



$$ПЗ = ОЗП + ЭМ + М \quad (15)$$

При составлении смет могут применяться следующие методы определения стоимости строительства:

1. *Базисно-индексный, или просто индексный метод.* Определение стоимости строительства заключается в использовании системы индексов по отношению к стоимости строительства, определенной в базисном уровне цен по единичным расценкам. Приведение стоимости к уровню текущих цен производится путем перемножения базисной стоимости по каждому элементу капитальных вложений на соответствующий индекс по отрасли, виду работ.

2. *Ресурсный метод* – это метод, основанный на калькулировании в текущих ценах и тарифах по видам ресурсов. При использовании ресурсного метода сначала определяются потребные для выполнения работ производственные ресурсы: трудовые затраты (чел.-ч), время использования строительных машин (маш.-ч), расход материалов, изделий и конструкций в соответствующих единицах измерения. При этом стоимость составляющих определяется на основании реальных цен на ресурсы, задействованные при производстве работ.

Порядок расчета локальной сметы на строительно-монтажные работы (СМР) следующий.

1. *Прямые затраты* – определяют по сметным нормам, найденным в сборниках федеральных единичных расценок ФЕР–2001 (либо в сборниках территориальных единичных расценок ТЕР–2001), – при расчете сметы базисно-индексным методом; при расчете сметы ресурсным методом необходимо пользоваться сборниками государственных элементных сметных норм ГЭСН –2001, а также сборниками сметных цен ССЦ [13].

Для перевода базисных цен в текущие необходимо пользоваться соответствующими индексами цен по видам ресурсов – материалам, машинам/механизмам, заработной плате. Индексы текущих цен к базисным ценам 2000 г. публикуются в ЦиСН [14].

Базисные цены на материалы, не учтенные в расценках, приведены в ценниках базисного года (2000 г.), текущие цены – в ССЦ [13].

2. *Накладные расходы* – находят в процентах от фонда оплаты труда рабочих-строителей и механизаторов. Нормативы накладных расходов и рекомендации по их использованию приведены в МДС 81-33.2004 [9].

3. *Сметная себестоимость строительной продукции* – находится как сумма прямых затрат и накладных расходов.

4. *Сметная прибыль (плановые накопления)* – определяется в процентах от фонда оплаты труда рабочих-строителей и механизаторов.

Нормативы сметной прибыли приведены в [12], рекомендации по их использованию – в МДС 81-25.2001 [11].

5. *Сметная стоимость строительной продукции* – исчисляется как сумма сметной себестоимости и сметной прибыли.

**Типовая задача.** Составить смету на сооружение двухпутевого штрека длиной 400 м и сечением 18 м<sup>2</sup> в проходке в породах с коэффициентом крепости 10 – 14. Крепь металлическая, арочная, из спецпрофиля, трехзвеньевая. Расход материала на 1 м крепления выработки – 0,5 т. В штреке настилается двухколейный рельсовый путь с шириной колеи 900 мм на железобетонных шпалах, тип рельсов – Р-33. Водоотливная канавка сечением 0,1 м<sup>2</sup> проходится буровзрывным способом, без крепи. Приток воды в выработку – капеж прерывающимися струями. Шахта опасна по пыли и газу.

**Решение.** Для составления сметы затрат необходимо установить перечень работ в соответствии с номенклатурой сметных норм, определить их объемы с учетом условий, выбрать соответствующие единичные расценки и привязать их к указанным условиям с помощью поправочных коэффициентов (коэффициент, учитывающий капеж прерывающимися струями, к заработной плате  $k_{з.п}=1,11$  и к стоимости эксплуатации машин  $k_{э.м}=1,1$ ). Все эти данные можно занести в таблицы 2-3.

При сооружении двухпутевого штрека выполняются следующие работы:

- проведение выработки;
- возведение постоянной крепи;
- укладка постоянных рельсовых путей;
- устройство водоотливной канавки.

Далее следует составить непосредственно смету затрат на основе вышеперечисленных данных.

1. Определим прямые забойные затраты по расценкам, найденным в сборнике ФЕР 81-02-35–2001 «Горнопроходческие работы» [16]. Для перевода их в текущие цены необходимо пользоваться соответствующими индексами цен по видам ресурсов – материалам, машинам/механизмам, заработной плате. Индексы текущих цен к базисным ценам 2000 г. определим по ЦиСН [14]. На горнопроходческих работах (ГПР) необходимо учитывать также общешахтные расходы – примерно 75 % от прямых забойных затрат. Затем определим прямые затраты – их считают как сумму прямых забойных затрат и общешахтных расходов.

2. Рассчитаем согласно МДС 81-33.2004 [9] накладные расходы – для ГПР их величина составит 108 % от фонда оплаты труда рабочих-строителей и механизаторов.

3. Найдем сметную себестоимость ГПР как сумму прямых затрат и накладных расходов.

4. Определим сметную прибыль – согласно МДС 81-25.2001 [11] норматив сметной прибыли на ГПР равен 50 % от фонда оплаты труда рабочих-строителей и механизаторов.

5. Сметная стоимость ГПР найдем как сумму сметной себестоимости и сметной прибыли.

Таблица 2

*Смета на сооружение двухпутевого штрека*

Сметная стоимость выработки: 411684 руб.

Уровень базисных цен – 1984 г.

Обоснован ие принятой единицы	Наименован ие работ или затрат	Единица измерен ия	Количес тво	Стоимос ть единицы , руб.	Общая стоимост ь, руб.
35-386	Проведение выработки	м <sup>3</sup>	18,0	14,04	252,72
35-2243	Крепление	т	0,5	262,08	131,04
35-3785	Укладка рельсового пути	м	1	34,98	34,98
35-2913	Разработка канавки	м	1	5,7	5,7
Итого забойных затрат					424,44
Общешахтные расходы (75 % от забойных затрат)					318,33
Итого прямых затрат					742,77
Накладные расходы (% от ФОТ)					210,20
Итого с накладными расходами					952,97
Сметная прибыль (% от ФОТ)					76,24
Сметная стоимость 1 м					1029,21

Таким образом, сметная стоимость проходки двухпутевого штрека длиной 400 м в базисных ценах 1984 г. составит: 1029,21 руб./м \* 400 м = 411684 руб.

Таблица 3.Перечень работ и единичные расценки

Номер расценки	Наименование и характеристика строительных работ и конструкций	Ед. изм.	Прямые забойные затраты по базисному району, руб.	В том числе			Стоимость материальных ресурсов, руб.	Стоимость материальных ресурсов, неучтенных в расценках, руб.
				Основная зарплата	Расходы на экспл. маш.			
					всего	в т.ч. 3П машинистов		
35-386	Проведение горизонтальных горных выработок и их сопряжений взрывным способом в шахтах, опасных по метану и пыли с площадью сечения 16-20 м² с крепостью 10-12 С учетом коэффициентов $k_{э,п}$ , $k_{э,м}$	1 м³						
			12,9	4,19	6,55	0,44	2,16	-
			14,04	4,61	7,27	0,48	2,16	-
35-2243	Установка арочной жесткой крепи из спецпрофиля в выработках до 13° в породах с коэффициентом крепости $f=7-20$ . Площадь сечения до 35 м² С учетом коэффициентов, а также стоимости арок из спецпрофиля (1 т=180 руб.)	1 т	76,1	69,4	0,41	0,03	5,29	Металлические арки из спецпрофиля 1 т
			262,08	76,34	0,45	0,03	185,29	
35-3786	Укладка постоянных одноколейных рельсовых путей в горизонтальных и наклонных выработках до 13° при ширине колеи 900 мм на железобетонные шпалы, тип рельсов Р-33 С учетом коэффициентов Укладка двухколейного пути	1 км						
			17270 17488,34	2110 2321	66,7 74,04	3,5 3,89	15093,3 15093,3	- -
			34976,68					
35-2913	Проведение канавок сечением свыше 0,09 до 0,15 м² взрывным способом в горизонтальных выработках в шахтах, опасных по метану или пыли, коэффициент крепости пород $f=10-15$ С учетом коэффициентов	1 м						
			5,26	3,75	0,56	0,02	0,95	-
			5,7	4,13	0,62	0,02	0,95	-

**Задача 16.** Составить смету на сооружение двухпутевого штрека на угольной шахте длиной 800 м и сечением в проходке 15,5 м<sup>2</sup>. Коэффициент крепости пород - 7. Способ проходки - буровзрывной. Крепь арочная, жесткая, из двутавра. По паспорту крепления расход металла на крепление 1 м выработки составляет 0,35 т. В штреке укладывается двухколейный рельсовый путь с шириной колеи 900 мм на железобетонных шпалах, тип рельсов - Р-33. Водоотливная канавка сечением 0,06 кв.м сооружается буровзрывным способом без крепи. Приток воды в выработку - до 10 м<sup>3</sup>/час. Шахта опасна по пыли и газу.

**Задача 17.** Составить смету на сооружение двухпутевого квершлага длиной 300 м и сечением 18 м<sup>2</sup> в проходке в породах с коэффициентом крепости 9-10. Крепь арочная, податливая, из спецпрофиля. Расход материала на 1 м крепления выработки - 0,4 т. В квершлагах настилается двухколейный рельсовый путь с шириной колеи 900 мм на железобетонных шпалах, тип рельсов - Р-33. Водоотливная канавка сечением 0,1 м<sup>2</sup>, проходится буровзрывным способом, без крепи. Приток воды в выработку - прерывающимися струями. Шахта опасна по пыли и газу.

**Задача 18.** Составить смету на сооружение двухпутевого штрека на руднике длиной 600 м и сечением в проходке 16 м<sup>2</sup>. Коэффициент крепости пород - 7. Способ проходки - буровзрывной. Крепь арочная, жесткая, из двутавра. По паспорту крепления расход металла на крепление 1 м выработки составляет 0,4 т. В штреке укладывается двухколейный рельсовый путь с шириной колеи 900 мм на железобетонных шпалах, тип рельсов - Р-33. Водоотливная канавка сечением 0,06 м<sup>2</sup> сооружается буровзрывным способом без крепи. Приток воды в выработку - до 8 м<sup>3</sup>/час. Шахта опасна по пыли и газу.

**Задача 19.** Составить смету на сооружение двухпутевого штрека длиной 400 м и сечением 18 м<sup>2</sup> в проходке в породах с коэффициентом крепости 10-14. Крепь металлическая, арочная, из спецпрофиля, трехзвеньевая. Расход материала на 1 м крепления выработки - 0,5 т. В штреке настилается двухколейный рельсовый путь с шириной колеи 900 мм на железобетонных шпалах, тип рельсов - Р-33. Водоотливная канавка сечением 0,1 м<sup>2</sup> проходится буровзрывным способом, без крепи. Приток воды в выработку - капез прерывающимися струями. Шахта опасна по пыли и газу.

## **БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК**

### **Основная литература**

1. Экономика строительства: Учебник / Под общей ред. И.С.Степанова. М.: Юрайт-Издат, 2009. 620 с.
2. Сметное дело в строительстве. Самоучитель / Арdziнов В.Д. и др. СПб.: Питер, 2017
3. СНиП 11-01-95. Инструкция о порядке разработки, согласования, утверждения и составе проектной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений
4. МДС 81-35.2004. Методика определения стоимости строительной продукции на территории российской федерации
5. МДС 81-33.2004. Методические указания по определению величины накладных расходов в строительстве
6. МДС 81-25.2001. Методические указания по определению величины сметной прибыли в строительстве
7. Письмо Министерства регионального развития РФ от 6 декабря 2010 № 41099-кк/08 (с изм., внесенными письмом Минрегиона РФ от 21.02.2011 № 3757-КК/08).
8. Сметные цены в строительстве: Сборник средних сметных цен на основные строительные ресурсы в Российской Федерации (ССЦ) / Всероссийский ежемесячный информационно-аналитический бюллетень. М.: Координационный центр по ценообразованию и сметному нормированию в строительстве.
9. Ценообразование и сметное нормирование / Ежемесячный бюллетень.
10. СНиП 3.02.03-84 «Строительные нормы и правила. Подземные горные выработки»
11. Территориальные единичные расценки ТЕР 81-02-35-2001. Горнопроходческие работы.
12. Шахтное и подземное строительство: Учеб. для вузов: В 2 т. / Б.А.Картозия, Ю.Н.Малышев, Б.И.Федунец и др. М.: Изд-во Академии горных наук, 2001-2003.
13. Шахтное и подземное строительство в примерах и задачах: Учеб. пособие / А.Г.Протосеня, И.Е.Долгий, Ю.Н.Огородников, В.И.Очкуров. СПб.: СПбГТИ, 2003. 306 с.

### **Дополнительная литература**

14. Организация и управление шахтным строительством / В.Т.Хворостовский, Г.Н.Никонов, А.А.Тимме и др. М.: Недра, 1996.
15. Проходчик горных выработок: Справочник рабочего / Под ред. А.И.Петрова. М.: Недра, 1991.
16. Строительство стволов шахт и рудников: Справочник / Под ред. О.С.Докукина и Н.С.Болотских. М.: Недра, 1991.
17. *Шибает* Е.В. Организация, планирование и управление строительством горных предприятий / Е.В.Шибает, В.И.Игнаткин, Л.Е.Каменецкий, В.И.Павленко. М.: Недра, 1991.
18. *Смирняков* В.В. Технология строительства горных предприятий / В.В.Смирняков, В.И.Вихарев, В.И.Очкуров. М.: Недра, 1989.
19. Организация, планирование и управление производством в горной промышленности / Под общей ред. Н.Я.Лобанова. М.: Недра, 1989.
20. *Каменецкий* Л.Е. Экономика шахтного и подземного строительства. Учебник для ВУЗов / Л.Е.Каменецкий, Е.В.Шибает. М.: Недра, 1987.
21. Сборник задач по экономике, организации, планированию и управлению строительством горных предприятий: Учебное пособие для вузов / Ю.Н.Огородников, А.И.Морозов, Н.С.Попова и др. М.: Недра, 1986. 189 с.
22. *Морозов А.И.* Научная организация и нормирование труда на горных предприятиях. М.: Недра, 1984.
23. СНиП IV-5—82. Приложение. Сб. 35. Горнопроходческие работы. — Сборники единых районных единичных расценок на строительные конструкции и работы. М.: Стройиздат, 1983.

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ .....	3
1. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ГРАФИКОВ ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	4
2. ПЛАНИРОВАНИЕ МОЩНОСТЕЙ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ. ОСНОВЫ СЕТЕВОГО ПЛАНИРОВАНИЯ.....	15
3. СМЕТНАЯ СТОИМОСТЬ СТРОИТЕЛЬНО-МОНТАЖНЫХ РАБОТ	16
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК .....	22