МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ

расчета нагрузки на действующий очистной забой с буровзрывной выемкой угля из пластов крутого падения с обрушением и закладкой выработанного пространства

Прокопьевск 1979

gost.e-ecolog.ru

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР
ТЕХНИЧЕСКОЕ УПРАВЛЕНИЕ
ВСЕСОЮЗНЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
И ПРОЕКТНО-КОНСТРУКТОРСКИЙ УГОЛЬНЫЙ
ИНСТИТУТ (КузНИУИ)

УТВЕРЖДАЮ
Директор института
Н. С. Арсенов
«_____» _____ 1978 г.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ

расчета нагрузки на действующий чистной забой с буровзрывной выемкой угля из пластов крутого падения с обрушением и закладкой выработанного пространства

Прокопьевск 1979

Методические рекомендации разработаны в соответствии с решением координационно-методического совещания, состоявшегося в ИГД им. А. А. Скочинского по вопросам разработки и обновления норм и нормативов по технике, технологии, организации производства и определению потребности в оборудовании 14—16 февраля 1978 г.

В работе изложены методы расчета нагрузки на очистной забой с буровзрывной выемкой угля из пластов крутого падения с применением различных систем разработки как с обрушением, так и с закладкой выработанного пространства.

Рекомендации предназначены для инженерно-технических работников шахт и производственных объединений и используются при решении практических задач выбора рациональных параметров и численности сменного звена горнорабочих очистного забоя; для проектно-конструкторских организаций, занимающихся составлением проектов подготовки новых горизонтов и отдельных участков на действующих шахтах; для нормативно-исследовательских станций, разрабатывающих научную организацию производства и технически обоснованные нормы выработки; для научно-исследовательских институтов, занимающихся разработкой нормативов нагрузки на действующий очистной забой и рациональной концентрации горных работ.

Методические рекомендации составлены инж. Голобоковым В. Д.

КС. Расчет, нагрузка, система разработки, крутое падение пластов, выбор параметров.

© Всесоюзный научно-исследовательский и проектно-конструкторский угольный институт (КузНИУИ), 1979 г.

1. ВВЕДЕНИЕ

«Методические рекомендации...» основаны на математическом выражении буровзрывной выемки угля из пластов крутого падения, разработанной с учетом рациональной структуры технологического цикла, особенностей применяемых систем разработки и их разновидностей, прогрессивной организации производства в очистном забое.

При разработке методов расчета нагрузки на очистной забой учтен комплекс технологических и основных горно-геологических факторов: технологических схем выемки опорных целиков угля в очистном забое в зависимости от применяемых систем разработки; конструкций щитовых крепей; количества и расстояния между углеспускными печами в пределах выемочного столба; вида крепи и площади сечения углеспускных печей; шага подвигания забоя за цикл; площади обнажения кровли, равной произведению длины лавы на шаг посадки кровли; количества взрываний на шаг подвигания забоя за цикл; коэффициента извлечения запасов угля по мощности пласта; мощности и угла падения пласта; длины очистного забоя; продолжительности рабочей смены и количества рабочих смен по добыче угля в течение суток; продолжительности подготовительно-заключительных операций и технологических перерывов на одно взрывание; численного состава сменного звена горнорабочих и т. п., которые взаимоувязаны и представляют единый технологический процесс «очистные работы» с буровзрывной выемкой угля из пластов крутого падения.

В работе дана математическая оценка работоспособности очистных забоев в зависимости от места положения в пространстве.

2. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

2.1. Технологический процесс «очистные работы» рассматривается как система, состоящая из независимо действующих очистных забоев в пределах выемочного поля, а структурно-технологическая схема добычи угля в очистном забое принимается как процесс, состоящий из отдельных технологических операций.

2.2. Математическое выражение технологического процесса «очистные работы» базируется на цикличной организации производства, свойственной всем системам разработки с буровзрывной выемкой угля.

2.3. Основные принципы организации выполнения технологического цикла формируются на основе закономерностей, которым подчиняются технологические операции. Поэтому в основу изучения продолжительности цикла положен принцип возможности выполнения технологических операций параллельно во времени и последовательно в пространстве.

2.4. Метод организации рабочего процесса и форма организации труда взаимно обуславливают друг друга, т. е. организация выполнения операций цикла обеспечивает рациональное использование технологических возможностей очистного забоя и горнорабочих при соблюдении правил технической эксплуатации и техники безопасности.

3. МЕТОДИКА РАСЧЕТА НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ С БУРОВЗРЫВНОЙ ВЫЕМКОЙ УГЛЯ НА ПЛАСТАХ С УГЛАМИ ПАДЕНИЯ БОЛЕЕ 35°

3.1. Расчет нагрузки на очистной забой с щитовыми крепями без скреперования угля

Технически возможная среднесуточная нагрузка ($A_{сут}$, т/сут) на очистной забой с щитовыми крепями определяется по формуле

$$A_{сут} = \frac{N_{см}(T_{см} - t_{дп} - t_{п})}{T_{ц}} A_{ц}, \qquad (3.1)$$

где $T_{см}$ — продолжительность рабочей смены, мин;
$N_{см}$ — количество рабочих смен по добыче угля в течение суток;
$t_п$ — подготовительно-заключительные операции, не зависящие от объема, мин;
$t_{лн}$ — регламентированное время на личные надобности в течение рабочей смены, мин;
$T_ц$ — продолжительность цикла, мин;
$A_ц$ — добыча угля с цикла, т; определяется технологическими схемами подготовки, параметрами щитовой крепи (рис. 3.1, 3.2, 3.3), шагом подвигания забоя и математически описывается выражением

$$A_ц = \frac{l}{l_{сек}} r \gamma (l_{сек} mc - S_{уп}), \qquad (3.2)$$

где l — длина щитовой крепи (забоя), м;
$l_{сек}$ — длина секции по простиранию пласта, м;
r — шаг перемещения щитовой крепи за цикл, м;
γ — плотность угля, т/м^3;
m — мощность пласта, м;
c — коэффициент извлечения запасов угля по мощности пласта;
$S_{уп}$ — площадь сечения углеспускной печи, м^2.

Перемещение щитовых крепей за цикл (рис. 3.4) осуществляется путем выемки опорных целиков угля за один-три приема взрывания.

Выемка угля за каждый прием взрывания начинается от входной сбойки в направлении к печи № 1 (первой от выработанного пространства) с приведения забоя в безопасное состояние, а затем ведется оборка откосов почвы и кровли опорных целиков угля.

При этом для щитовых крепей с двумя или тремя приемами взрывания на цикл одновременная оборка откосов почвы и кровли опорных целиков угля может производиться только под второй от завала и ходовой печами. В других случаях одновременная оборка откосов почвы и кровли опорных целиков недопустима из-за отсутствия запасного входа, наличия максимальной концентрации напряжений в зоне опорного давления (10—15 м от завала), наибольшего отжима угля на участке 6—8 м от выработанного пространства и нало-

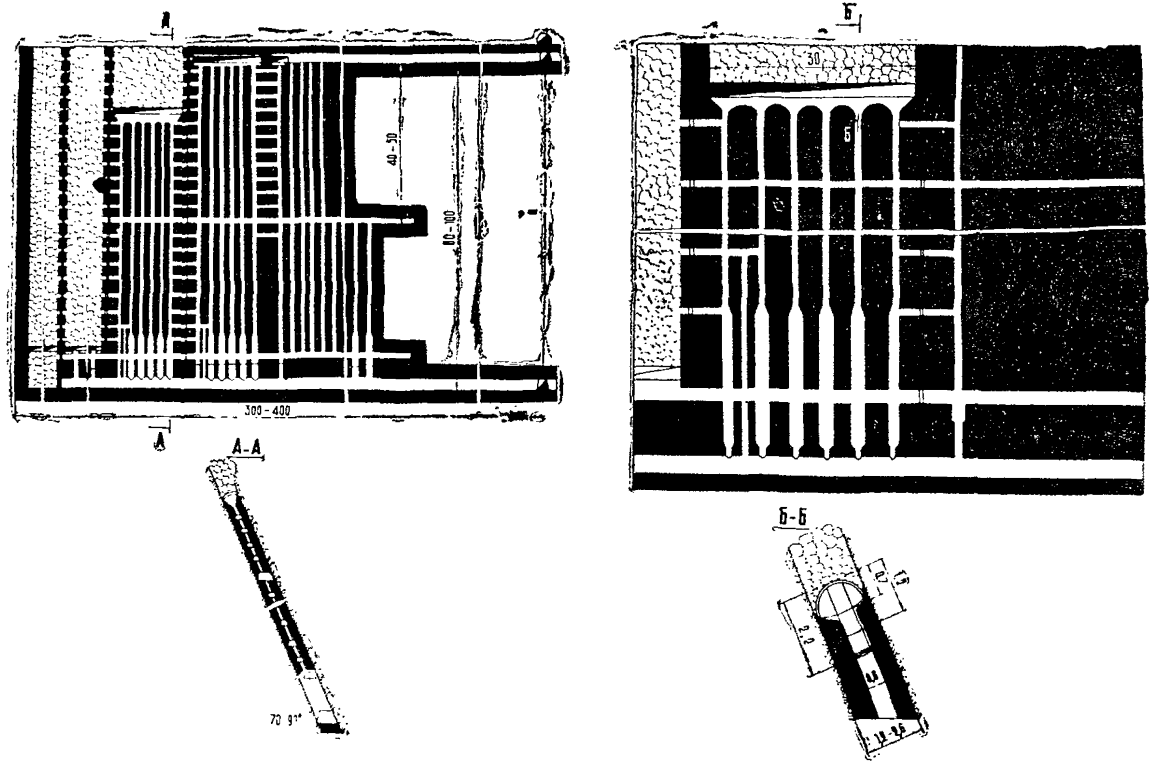

Рис. 3.1. Технология очистных работ под арочным щитовым перекрытием

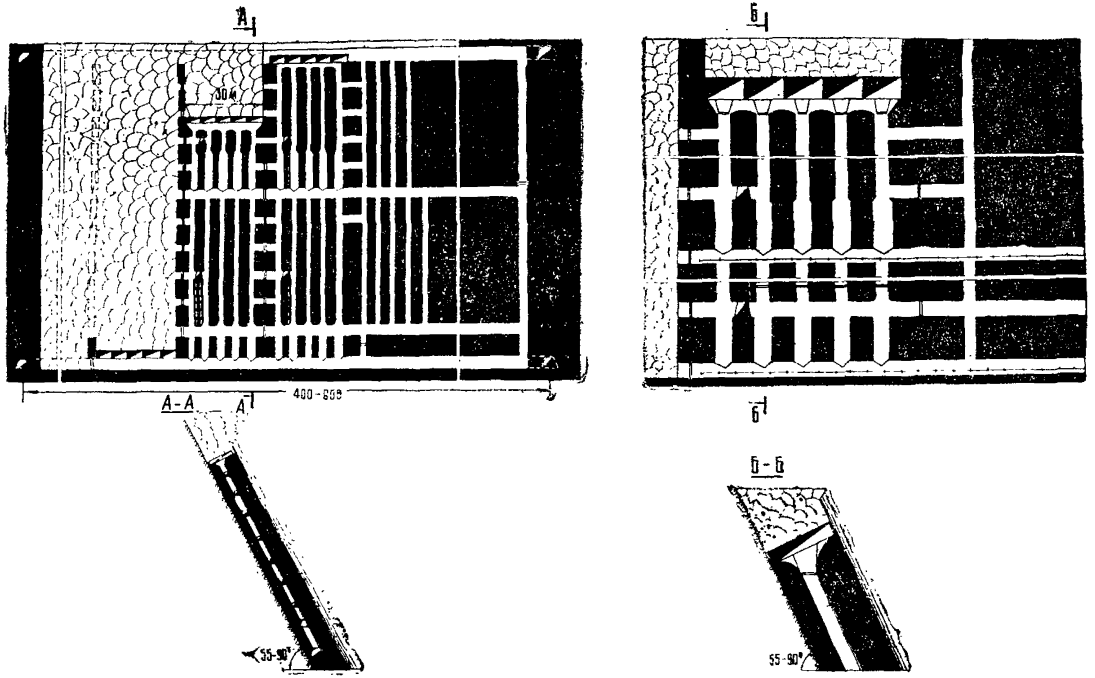

Рис. 3.2. Технология очистных работ под эластичным (бессекционным) щитовым перекрытием

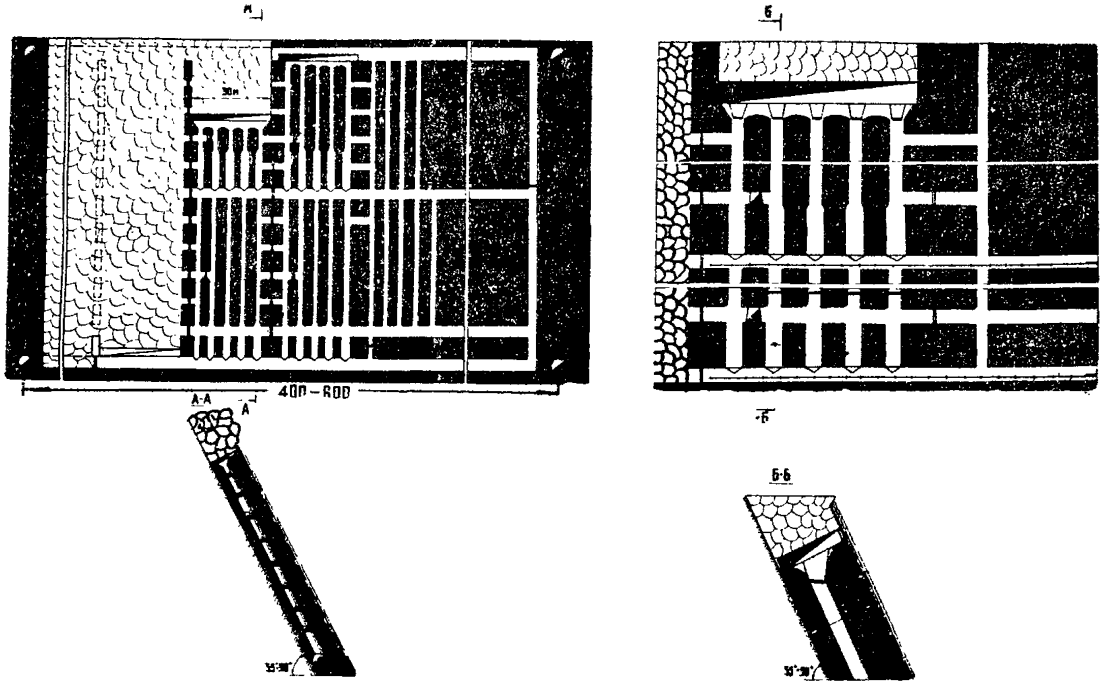

Рис. 3.3. Технология очистных работ под жестким (секционным) щитовым перекрытием

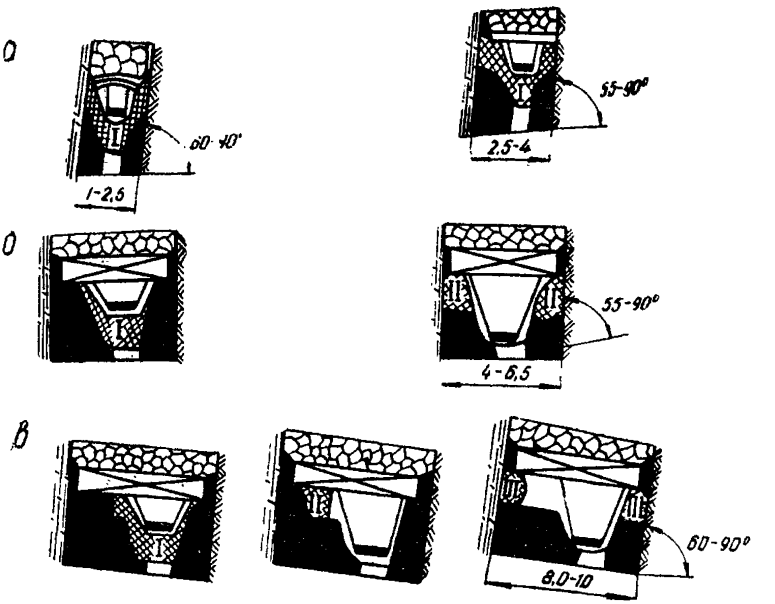

Рис. 3.4. Технологические схемы выемки опорных целиков угля при щитовой системе разработки:
а — «канава, опорные целики»; *б* — «канава — опорные целики»; *в* — «канава, полка — полка — опорные целики»

жения концентрации напряжений от завала и действующего очистного забоя. По этой же причине бурение шпуров под щитовыми крепями при двух и более приемах взрывания на цикл начинается только после того, как под второй секцией крепи будет закончена работа по оборке откосов почвы и кровли опорных целиков угля и она будет полностью «посажена» на опорные целики. Заряжание шпуров производится с отставанием от бурения на 6—8 м.

Но независимо от этого в процессе выполнения основных и вспомогательных операций возникают кратковременные перерывы из-за посещения рабочих мест лицами администрации шахты, участкового и вентиляционного надзора, горнотехнической инспекции и из-за мелких аварийных ситуаций, ликвидация которых требует дополнительных затрат рабочего времени.

Следовательно, длительность технологического цикла слагается из затрат рабочего времени на выполне-

ние подготовительно-заключительных, основных и вспомогательных операций, из продолжительности технологических перерывов, связанных с взрыванием и проветриванием очистного забоя, и из неустранимых потерь рабочего времени, вызывающих удлинение продолжительности цикла.

Удлинение продолжительности цикла происходит из-за:

— простоев отдельных горнорабочих сменного звена при невозможности совмещения операций — заряжания шпуров под входной под щит секцией (§ 151 ЕПБ при взрывных работах) и оборки откосов почвы и кровли опорных целиков угля под второй (со стороны завала) секцией щита — во времени с другими технологическими операциями;

— выполнения работ, вызванных восстановлением производственного процесса выемки угля под щитовыми крепями.

Продолжительность выполнения подготовительно-заключительных операций слагается из затрат времени на осмотр рабочего места и приведение его в безопасное состояние, разборку и зачистку прохода, развешивание предохранительных решеток, подноску инструмента и приспособлений к рабочему месту после взрывных работ; переноску инструмента и приспособлений, осмотр рабочего места, выбор места начала выполнения операции при переходе работ под следующую секцию щитовой крепи; уборку инструмента и приспособлений, подъем предохранительных решеток над углеспускными печами, проверку целостности сруба и наличия угольных «подушек» в люках перед началом взрывных работ.

Продолжительность рабочего времени на выполнение основных и вспомогательных операций слагается из затрат на очистку входной сбойки от угля, подноску леса и установку стропил в забое арочного щита, оборку откосов почвы и кровли опорных целиков угля, разборку сруба в углеспускных печах, бурение и заряжание шпуров, подтягивание кабеля в процессе работы, смену коронок, подноску глины и изготовление пыжей.

Продолжительность технологических перерывов слагается из затрат рабочего времени на замер газа перед началом взрывных работ, проверку целостности взрыв-

ной цепи, прокладку и подсоединение магистральных проводов к взрывной машинке, взрывание и проветривание, замер метана после проветривания забоя, проверку состояния забоя после взрывных работ, выдачу разрешения на производство работ со стороны мастера-взрывника на каждый прием взрывания.

Затраты рабочего времени, связанные с удлинением продолжительности цикла слагаются:

а) из простоев отдельных горнорабочих сменного звена в период заряжания шпуров ($t_{гр}$) под входной секцией щита и оборки откосов почвы и кровли опорных целиков угля ($t'_{пр}$) под второй (со стороны завала) секцией щита:

$$t_{пр} = \frac{Ч-1}{Ч} t_з A_{сек}; \qquad (3.3)$$

$$t'_{пр} = \frac{Ч-2}{2Ч} (t_{об} + t_{раз}) \; A_{сек}, \qquad (3.4)$$

где $Ч$ — численный состав сменного звена горнорабочих, чел.;

$t_з$ — затраты рабочего времени на участие в заряжании шпуров, приходящиеся на 1 т добычи угля, чел.-мин/т;

$A_{сек}$ — добыча угля из-под одной секции щита за цикл, т;

$t_{об}$ — затраты рабочего времени на оборку откосов почвы и кровли опорных целиков угля, приходящиеся на 1 т добычи угля, чел.-мин/т;

$t_{раз}$ — затраты рабочего времени на разборку сруба в углеспускных печах, приходящиеся на 1 т добычи угля, чел.-мин/т;

б) из перерывов, связанных с восстановлением производственного процесса выемки угля под щитовыми крепями,

$$t_{пр.а} = \frac{\sum_{i=1}^{n} t_i A_ц}{Ч} (1+k_0)\,[1+(1-k_г)] - \frac{\sum_{i=1}^{n} t_i A_ц}{Ч} (1+k_0), \qquad (3.5)$$

где $t_{пр.а}$ — перерывы, связанные с восстановлением про-

изводственного процесса, мин;

n — количество i-х основных и вспомогательных операций, входящих в состав технологического цикла;

t_i — затраты рабочего времени на выполнение i-й основной или вспомогательной операции технологического цикла, приходящиеся на 1 т добычи угля, чел.-мин/т;

k_0 — коэффициент, учитывающий дополнительное время на отдых в процессе выполнения i-х основных или вспомогательных операций;

$k_г$ — коэффициент готовности технологической схемы к выполнению основных и вспомогательных операций.

Продолжительность технологического цикла ($T_ц$, мин) математически описывается выражением

$$T_д = k(t_{п.з} + t_{т.п}) + \frac{\sum_{i=1}^{n} t_i A_ц}{Ч}(1+k_0)[1+(1-k_г)] + \\ + \frac{Ч-1}{Ч} t_з A_{сек} + \frac{Ч-2}{2Ч}(t_{об} + t_{раз}) A_{сек}, \quad (3.6)$$

где $t_{п.з}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций на каждый прием взрывания, мин;

$t_{г.п}$ — продолжительность технологических перерывов, связанных с взрыванием и проветриванием забоя, мин;

k — количество приемов взрывания за цикл.

Добыча угля из-под секции щита за цикл ($A_{сек}$, т) определяется

$$A_{сек} = (l_{сек} mc - S_{уп})\gamma r. \quad (3.7)$$

Таким образом, после подстановки найденных значений (3.2), (3.5) и (3.6) в выражение (3.1) и необходимых преобразований получим математическое описание технологического процесса очистной выемки угля из-под арочных, эластичных и жестких щитовых крепей без скреперования угля вдоль очистного забоя

$$A_{сут}=\frac{Чl(T_{см}-t_{лн}-t_{п})\ N_{см}}{\frac{l_{сек}Чk(t_{лз}+t\ )}{r\ (l_{сек}mc-S_{уп})}+l\sum_{i=1}^{n}t_i(1+k_0)\,[1+(1-k_г)]+}\longrightarrow$$

$$\longrightarrow\frac{}{+l_{сек}t_{з}(Ч-1)+\frac{1}{2}\,l_{сек}(Ч-2)\quad(t_{об}+t_{раз})}\qquad(3.8)$$

Для обеспечения расчета нагрузки на очистной забой в первую очередь определяются значения параметров, входящих в формулу (3.8).

3.1.1. Численный состав ($Ч$) сменного звена горнорабочих в очистных забоях со щитовыми крепями определяется состоянием возможности совмещения выполнения технологических операций производственного процесса во времени и пространстве.

В очистных забоях (арочные и эластичные щиты) на пластах мощностью 1,1—4 м, где все операции технологического процесса выполняются последовательно как во времени, так и в пространстве (не совмещаются из-за отсутствия свободного фронта работ по выполнению последующих операций), производительной работой могут быть заняты только два горнорабочих в смену ($Ч=2$ чел.).

В очистных забоях со щитовыми перекрытиями на пластах мощностью более 4 м, где структура технологического цикла подчиняе принципу параллельного движения выполнения технологических операций во времени и последовательного в пространстве, производительной работой могут быть заняты два—четыре горнорабочих очистного забоя в смену ($Ч=2$—4 чел.).

3.1.2. Длина (l) очистного забоя определяется состоянием выемочного поля, она может изменяться от 18 до 54 м.

3.1.3. Продолжительность рабочей смены ($T_{см}$), количество рабочих смен ($N_{см}$) по добыче угля в течение суток, регламентированное время ($t_{лн}$) на личные надобности в течение рабочей смены, коэффициент (k_0), учитывающий дополнительное время на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций, определяется утвержденным режимом работы шахты и регламентированными государственными актами о труде и равны: $T_{см}=360$, 420 мин, $t_{п}=10$ мин,

$N_{см}$ =3,4 смены, $t_{лн}$ =10 мин, k_0=0, при условии, что продолжительность технологических перерывов, связанных с взрыванием и проветриванием очистного забоя в течение рабочей смены, перекрывает норматив (10%) необходимого дополнительного времени на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций.

3.1.4. Длина секции щита ($l_{ек}$) принимается равной расстоянию между углеспускными печами ($l_{сек}$=6 или 8 м).

3.1.5. Количество приемов взрывания (k) на цикл определяется технологией перемещения щитовых крепей по падению.

Перемещение арочных и эластичных щитов по падению на пластах мощностью 1,1—4 м осуществляется по схеме «канава, опорные целики». По данной схеме выемка горизонтального прохода и посадка крепи осуществляются за один прием взрывания (рис. 3.1, *а*), так как при выемке горизонтального прохода не представляется возможным сохранить опорные целики необходимых размеров. На пластах мощностью 4,1—8 м — по схеме «канава—опорные целики» или «канава, полка — опорные целики» за два приема взрывания (рис. 3.1, *б*; 3.1, *в*), а на пластах мощностью более 8 м — по схеме «канава, полка — полка — опорные целики» за три приема взрывания (рис. 3.1, *г*).

Поэтому количество приемов взрывания (k) на шаг перемещения щита за цикл принимается равным единице — для щитовых крепей на пластах мощностью до 4 м, двум — для щитовых крепей на пластах мощностью 4,1—8 м и трем — для щитовых крепей на пластах мощностью более 8 м.

3.1.6. Продолжительность подготовительно-заключительных операций ($t_{пз}$, мин) на один прием взрывания определяется

$$t_{пз} = t'_{пз} + t''_{пз}, \qquad (3.9)$$

где $t'_{пз}$ — затраты рабочего времени, связанные с приведением забоя в безопасное состояние после каждого приема взрывания (осмотр рабочего места, очистка прохода, оборка нависших

кусков угля, развешивание и поправка предохранительных решеток, подноска и уборка инструмента и приспособлений в забой и из забоя), мин;

$t''_{пз}$ — затраты рабочего времени, связанные с переходом выполнения последующих технологических операций в последующих секциях щитовой крепи (переход и переноска инструмента и приспособлений, осмотр рабочего места и приведение его в рабочее состояние, выбор места начала выполнения последующей операции), мин.

Затраты рабочего времени, связанные с приведением забоя ($t'_{пз}$) в безопасное состояние и переходом выполнения операций ($t''_{пз}$) в последующих секциях щитовой крепи определяются по данным НИС

$$t'_{пз}=\frac{1{,}5l}{ч}; \quad t''_{пз}=\frac{2{,}75l}{l_{сек}}, \tag{3.10}$$

где 1,5 — затраты рабочего времени, связанные с приведением забоя в безопасное состояние, $\frac{чел.\text{-}мин}{м}$;

2,75 — затраты рабочего времени, связанные с переходом выполнения технологических операций в последующей секции щита, мин/секция.

3.1.7. Продолжительность технологических перерывов ($t_{тп}$, мин), связанных с взрыванием и проветриванием забоя на один прием взрывания, определяется

$$t_{тп}=t_{пров}+t_{з.г}+t_{д.п}+t_{пр}, \tag{3.11}$$

где $t_{пров}$ — затраты рабочего времени на проветривание забоя на каждый прием взрывания, мин;

$t_{з.г}$ — затраты рабочего времени на замер газа перед каждым началом взрывных работ, мин ($t_{з.г}=2{,}45$ [1]);

$t_{д.п}$ — затраты рабочего времени на проверку целостности взрывной цепи, прокладку и подсоединение магистральных проводов к взрывной машине, взрывание, мин ($t_{ц.п}=3{,}15$ [1]);

$t_{пр}$ — затраты рабочего времени на замер газа после взрывных работ и проветривание забоя, проверку состояния забоя после взрывных работ и выдачу разрешения на производство работ мастером-взрывником, мин ($t_{пр}=5{,}0$ [1]).

Затраты рабочего времени на проветривание забоя под арочными щитовыми крепями ($t_{пров.а}$, мин) равны затратам рабочего времени на выгрузку угля из печей, так как после взрывных работ под щитом остается только проход, необходимый для пропуска вентиляционной струи, и составляют

$$t_{пров.а}=0{,}88l. \qquad (3.12)$$

Затраты рабочего времени на проветривание очистных забоев ($t_{пров.э.ж}$, мин) с эластичными и жесткими щитовыми крепями определяются из выражения [2]

$$t_{пров.э.ж}=\frac{11Z\sqrt{AV^2}}{k_т\left[Q_{уч}-\left(\sum_{i=1}^{P}Q_п+\sum_{\gamma=1}^{P_1}Q_{утч}\right)\right]}, \qquad (3.13)$$

где Z — коэффициент, учитывающий утечки воздуха (для щитовой системы разработки $Z=2$);

$k_т$ — коэффициент турбулентной диффузии ($k_т=0{,}4$);

$Q_{уч}$ — допустимое «пожаробезопасное» количество воздуха для проветривания очистных и подготовительных забоев в пределах выемочного поля, м³/мин ($Q_{уч}=500$ [3]);

$\sum_{i=1}^{P}Q_п$ — необходимое количество воздуха для проветривания подготовительных забоев в пределах выемочного поля, м³/мин ($\sum_{i=1}^{P}Q_п=126$ [2]);

$\sum_{\gamma=1}^{P_1}Q_{утч}$ — утечки воздуха через щитовое перекрытие и изолирующие сооружения (перемычки) по

пожаробезопасным условиям, м³/мин ($\sum_{\gamma=1}^{P_1} Q_{\text{утч}} = 13$ [2]);

A — количество одновременно взрываемого ВВ, кг [1]

$$(A = 0{,}4l\frac{m}{k}r_{\gamma}c \quad \text{или} \quad A = 1{,}75l); \tag{3.14}$$

V — объем подщитового пространства после взрывных работ, м³, определяется по формуле [4]

$$V = l\left(\frac{1{,}87m\alpha - 2{,}64\alpha + 393{,}4m - 554{,}4}{m\alpha}\right), \tag{3.15}$$

где α — угол падения пласта, град.

После подстановки найденных значений (3.12), (3.13) в выражение (3.11) получается математическое выражение продолжительности технологических перерывов, связанных с взрыванием и проветриванием щитовых забоев:

— для арочных щитовых забоев

$$t_{\text{тп·а}} = 11 + 0{,}88l; \tag{3.16}$$

— для очистных забоев с эластичной и жесткой щитовой крепью

$$t_{\text{гп э·ж}} = 11 + 0{,}184l\sqrt[3]{\left(\frac{1{,}87\ m\alpha - 2{,}64\alpha + 393{,}4m - 554{,}4}{m\alpha}\right)^2} \tag{3.17}$$

3.1.9. При отработке пластов угля с применением щения щитовой крепи за цикл (r, м) равен 1,2 м, а на пластах мощностью более 4 м — подчиняется математической зависимости

$$r = 2{,}02 - 0{,}08m. \tag{3.18}$$

3.1.9. При отработке пластов угля с применением арочных щитовых крепей коэффициент извлечения запасов (c) по мощности пласта составляет 0,97, а с при-

менением эластичных и жестких щитовых крепей он определяется [1] из выражения

$$c=0{,}907+\frac{0{,}059}{m}\ . \qquad (3.19)$$

3.1.10. Затраты рабочего времени на выполнение основных и вспомогательных операций ($\sum_{i=1}^{n} t_i$), на участие в заряжании шпуров ($t_з$), на оборку откосов почвы и кровли опорных целиков угля, на разборку сруба в углеспускных печах, приходящиеся на 1 т добычи угля, принимаются из нормативных документов, разработанных нормативно-исследовательскими станциями производственных объединений.

3.1.11. Коэффициент готовности ($k_г$) технологической схемы к исполнению основных и вспомогательных операций принимается (по данным НИС) равным 0,95, плотность угля (γ) — 1,3 т/м³, площадь сечения углеспускных печей ($S_{уп}$) для арочных щитов — 0,502 м², а для эластичных и жестких щитов — 2,25 м².

Таким образом, после подстановки найденных значений в формулу (3.8) и выполнения необходимых преобразований получена расчетная модель технически возможной нагрузки на очистной забой с щитовыми крепями без скреперования угля вдоль забоя:

а) на очистной забой с арочной щитовой крепью

$$A_{сут}=\frac{2l(T_{см}-20)\ N_{см}}{\dfrac{25{,}06l+132}{9{,}072m-0{,}783}+1{,}05l\sum_{i=1}^{n} t_i+t_{сек}t_з}; \qquad (3.20)$$

б) на очистной забой с эластичными щитовыми крепями на пластах мощностью до 4 м (один прием взрывания на цикл)

$$A_{сут}=\frac{2l\ (T_{см}-20)\ N_{см}}{137{,}5+14{,}5l+2{,}208l\times \sqrt[3]{\left(\dfrac{1{,}87m\alpha-2{,}64\alpha+393{,}4m-554{,}4}{m\alpha}\right)^2}}\rightarrow$$

$$\rightarrow\frac{}{8{,}49m-3{,}51}+1{,}05l\sum_{i=1}^{n} t_i+t_{сек}t_з; \qquad (3.21)$$

в) на очистной забой с эластичными и жесткими щитовыми крепями на пластах мощностью 4,1—8 м (два приема взрывания на цикл)

$$A_{\text{сут}} = \frac{Чl(T_{\text{см}}-20)\ N_{\text{см}}}{18l+5{,}5lЧ+132Ч+2{,}208lЧ \times} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{\times \sqrt[3]{\left(\frac{1{,}87m\alpha-2{,}64\alpha+393{,}4m-554{,}4}{m\alpha}\right)^2} \Big/ 14{,}482m-0{,}566m^2-5{,}02 + 1{,}05l\sum_{i=1}^{n} t_i +}$$

$$\rightarrow \frac{}{+l_{\text{сек}}t_{\text{з}}\ (Ч-1)+\frac{1}{2}l_{\text{сек}}\ (Ч-2)\ \ (t_{\text{об}}+t_{\text{раз}})}; \qquad (3.22)$$

г) на очистной забой с жесткими щитовыми крепями на пластах мощностью более 8 м (три приема взрывания на цикл)

$$A_{\text{сут}} = \frac{Чl(T_{\text{см}}-20)\ N_{\text{см}}}{27l+8{,}25lЧ+198Ч+3{,}312lЧ \times} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{\times \sqrt[3]{\left(\frac{1{,}87m\alpha-2{,}64\alpha+393{,}4m-554{,}4}{m\alpha}\right)^2} \Big/ 14{,}482m-0{,}566m^2-5{,}02 + 1{,}05l\sum_{i=1}^{n} t_i +}$$

$$\rightarrow \frac{}{+l_{\text{сек}}t_{\text{з}}\ (Ч-1)+\frac{1}{2}l_{\text{сек}}\ (Ч-2)\ \ (t_{\text{об}}+t_{\text{раз}})}. \qquad (3.23)$$

3.2. Расчет нагрузки на очистной забой с щитовыми крепями со скреперованием угля вдоль очистного забоя

При отработке пластов мощностью 5—10 м с коэффициентом крепости угля 0,7 по шкале проф. М. М. Протодьяконова применяется щитовая система разработки со скреперованием угля вдоль очистного забоя на две-три фланговые печи. Для доставки угля из забоя применяется скреперная установка УСЩ, состоящая из

подвесного полка скреперной лебедки, скрепера и элементов подвески (рис. 3.5).

Технически возможная среднесуточная нагрузка ($A_{сут}$, т/сут) на очистной забой со скреперованием угля вдоль очистного забоя определяется из выражения

$$A'_{сут} = \frac{N_{сл}(T_{см} - t_{лн} - t_{л})}{T'_{ц}} A'_{ц}, \qquad (3.24)$$

где $A'_{ц}$ — добыча угля с цикла из очистного забоя со скреперованием его вдоль очистного забоя, т;

$T'_{ц}$ — продолжительность цикла при добыче угля в очистном забое со скреперованием, мин.

Добыча угля ($A'_{ц}$, т) с цикла определяется (рис. 3.5) не только параметрами забоя, но и количеством углеспускных печей в пределах выемочного столба

$$A'_{ц} = (lmc - n_{п} S_{уп})\gamma_{т} r, \qquad (3.25)$$

где $n_{п}$ — количество углеспускных печей в пределах выемочного столба.

Для щитовых крепей со скреперованием угля вдоль забоя так же, как и для щитовых крепей без скреперования угля вдоль забоя, характерна повторяемость операций технологического цикла после каждого приема взрывания, однако она имеет свои особенности:

— после посадки щитовой крепи вынимается канава на всю длину очистного забоя, без оставления «гребешков» между щитовыми секциями, глубиной и шириной по основанию 1,8. Канава сохраняется прямолинейной с ровным дном. Затем, за второй прием взрывания производится расширение канавы по основанию до 2,0—2,2 м и по высоте до 2,4—2,6 м и за третий прием взрывания вынимаются оставшиеся опорные целики угля по высоте на 1 м (рис. 3.5). Это вызвано тем, что шаг посадки щита при переходе из одного рабочего положения в другое определяется вместимостью канавы, способной аккумулировать только определенный объем взорванного угля, и безопасными условиями ведения горных работ (наличием необходимого свободного сечения под щитом для проветривания забоя после взрывных работ и свободного прохода для горнорабочих к рабочему месту);

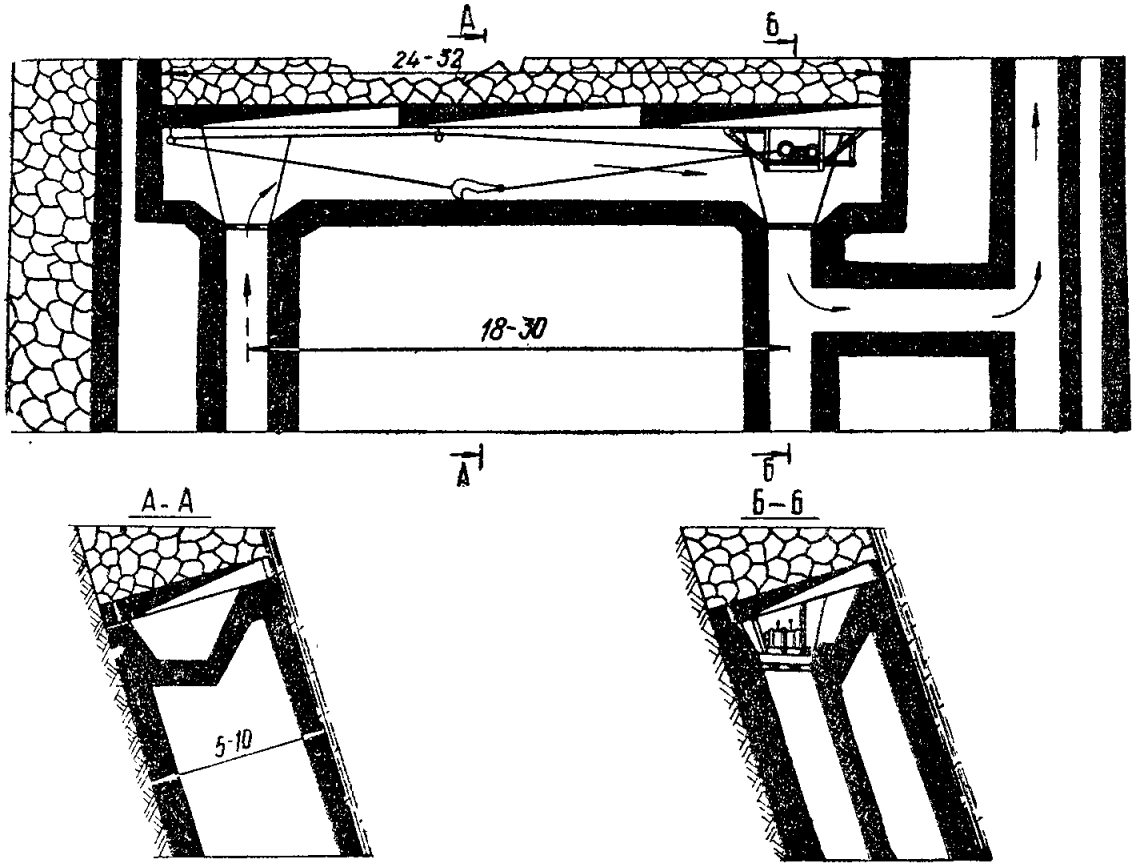

Рис. 3.5. Технология очистных работ под щитом со скреперной доставкой угля вдоль очистного забоя

— оборка откосов почвы и кровли опорных целиков угля, выгрузка угля из забоя с применением скреперной установки УСЩ и бурение шпуров в забое не совмещаются во времени и выполняются только последовательно.

При этом каждую вышеназванную операцию можно производить одновременно по всей длине очистного забоя. Следовательно, продолжительность технологического цикла ($T'_{ц}$, мин) со скреперованием угля вдоль забоя можно описать следующим выражением:

$$T'_{ц} = 3\,(t'_{пз} + t'_{тп}) + A'_{ц}\left(\frac{t_1}{Ч} + \frac{t_2}{n_{у}}\right)[1 + (1 - k'_{г})] + \\ + \frac{Ч - 1}{Ч} t_{з} A'_{сек}, \qquad (3.26)$$

где $t'_{пз}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций после каждого приема взрывания, мин;

$t'_{тп}$ — продолжительность технологических перерывов, связанных с взрыванием и проветриванием забоя, на один прием взрывания, мин;

t_1 — затраты рабочего времени на выемку 1 т угля без учета скреперования его вдоль забоя, чел.-мин;

t_2 — затраты рабочего времени на выгрузку 1 т угля из забоя скреперной установкой, уст.-мин;

$n_{у}$ — количество скреперных установок под щитовой крепью;

$k'_{г}$ — коэффициент готовности технологической схемы к исполнению основных и вспомогательных операций под щитовыми крепями со скреперованием угля вдоль очистного забоя;

$A'_{сек}$ — добыча угля за цикл из-под секции щитовой крепи, т,

$$A'_{сек} = (l_{сец}\, mc - S_{уп})\ \ r\gamma. \qquad (3.27)$$

После подстановки найденных значений (3.25), (3.26), (3.27) в выражение (3.24) и выполнения необходимых преобразований получено математическое опи-

сание технологического процесса очистной выемки угля под щитовыми крепями со скреперованием его вдоль очистного забоя

$$A'_{\text{сут}}=\frac{r\gamma\,(lmc-n_{\text{п}}S_{\text{уп}})\quad(T_{\text{см}}-t_{\text{лн}}-t_{\text{п}})N_{\text{см}}}{3\quad(t_{\text{пз}}+t_{\text{гп}})\quad+r\gamma\,(lmc-n_{\text{п}}S_{\text{уп}})\times}\rightarrow$$

$$\rightarrow\frac{}{\times\left(\frac{t_1}{Ч}+\frac{t_2}{n_{\text{у}}}\right)[1+(1-k'_{\text{г}})]+t_{\text{з}}r\gamma\left(\frac{Ч-1}{Ч}\right)(l_{\text{сек}}mc-S_{\text{уп}})}\,.$$

(3.28)

Для определения технически возможной нагрузки на очистной забой со скреперованием угля вдоль щитовой крепи в первую очередь находятся значения параметров, входящих в формулу (3.28).

3.2.1. Шаг (r) перемещения щитовой крепи равен 1 м (стр. 20).

3.2.2. Плотность (γ) угля для условий Прокопьевско-Киселевского угольного района принимается равной 1,3 т/м^3.

3.2.3. Длина (l) очистного забоя в каждом конкретном случае определяется состоянием выемочного поля и может изменяться от 18 до 54 м.

3.2.4. Количество ($n_{\text{п}}$) углеспускных печей в пределах выемочного столба определяется количеством ($n_{\text{у}}$) скреперных установок в очистном забое:

при $n_{\text{у}}=1$ $\quad n_{\text{п}}=2$;

при $n_{\text{у}}=2$ $\quad n_{\text{п}}=3$.

3.2.5. Площадь сечения ($S_{\text{уп}}$) углеспускной печи, закрепленной срубовой крепью, принимается равной 2,25 м^2.

3.2.6. Коэффициент извлечения (c) запасов по мощности пласта определяется [1]

$$c=0{,}907+\frac{0{,}059}{m}\,. \qquad (3.29)$$

3.2.7. Продолжительность рабочей смены ($T_{\text{см}}$), количество рабочих смен ($N_{\text{см}}$) по добыче угля в течение суток, регламентированное время ($t_{\text{лн}}$) на личные на-

добности в течение рабочей смены определяются установленным режимом работы для шахты и равны: $T_{см}$ —360, 420 мин, $N_{см}$—3,4 смены, $t_{лн}$—10 мин, $t_{п}$ —10 мин.

3.2.8. Продолжительность подготовительно-заключительных операций ($t'_{пз}$, мин) определяется из выражения [1]

$$t'_{пз} = \frac{1{,}9l}{Ч} . \qquad (3.30)$$

3.2.9. Продолжительность технологических перерывов ($t'_{тп}$, мин), связанных с взрыванием и проветриванием забоя, на один прием взрывания определяется

$$t'_{тп} = 11 + \frac{1{,}16l}{n_{п}-1} . \qquad (3.31)$$

3.2.10. Затраты рабочего времени на выполнение основных и вспомогательных операций (t_1 и t_2), на участие в заряжании шпуров ($t_{з}$), приходящиеся на 1 т добычи угля, принимаются из нормативных документов, разработанных нормативно-исследовательскими станциями производственных объединений.

3.2.11. Коэффициент готовности ($k'_{г}$) технологической схемы к выполнению основных и вспомогательных операций принимается (по данным НИС) равным 0,95.

3.2.12. Длина секции ($l_{сек}$) щитовой крепи принимается равной 6 м.

3.2.13. Численность горнорабочих ($Ч$) очистного забоя может изменяться от 2 до 4 человек в смену.

После подстановки найденных значений в выражение (3.28) получена расчетная модель технически возможной суточной нагрузки на очистной забой со скреперованием угля

$$A'_{сут} = \frac{(1{,}179lm + 0{,}077l - 2{,}925n_{п})\ (T_{см}-20)\ N_{см} \rightarrow}{\frac{1}{Ч}\left(5{,}7l + 33{,}0Ч + \frac{3{,}48lЧ}{n_{п}-1}\right) + t_{з}\left(\frac{Ч-1}{Ч}\right)(7{,}0346m -}$$

$$\rightarrow \overline{\qquad\qquad\qquad

3.3. Расчет нагрузки на очистной забой с щитовыми крепями наклонного падения типа КС

При отработке пластов мощностью 3,5—6,5 м с углами падения 40—55° применяется щитовая крепь типа КС (рис. 3.6), которая представляет собой самопередвигающуюся секционную крепь оградительного типа со скреперной установкой.

Технологический процесс выемки угля из-под щитовых крепей типа КС (рис. 3.6) аналогичен технологическому процессу выемки угля из-под щитовых крепей со скреперованием его вдоль очистного забоя (раздел 3.2, рис. 3.5). Различие заключается только в том, что перемещение щитовых крепей типа КС производится по схеме «канава — опорный целик висячего бока пласта» за два приема взрывания (рис. 3.6, *в* и 3.6, *б*), вследствие наличия достаточного подщитового пространства как для проветривания забоя, так и для свободного перемещения горнорабочих к рабочим местам.

Математически технологический процесс очистной выемки угля из-под щитовых крепей типа КС представляется в конечном виде выражением

$$A''_{\text{с т}} = \frac{r\gamma\,(lmc - n_{\text{н}} S_{\text{у ц}})\quad (T_{\text{см}} - t_{\text{пи}} - t'_{\text{п}})\,N_{\text{см}}}{2(t'_{\text{из}} + t'_{\text{т.л}}) + r\gamma\,(lmc - n_{\text{ц}} S_{\text{уп}})\left(\frac{t'_1}{\text{Ч}} + \frac{t'_2}{n_y}\right)\times} \times$$

$$\times \frac{}{\times[1 + (1 - k''_{\text{г}})] + t_{\text{з}} r\gamma\,(l_{\text{сек}}\, mc - S_{\text{уп}})\left(\frac{\text{Ч}-1}{\text{Ч}}\right)}, \tag{3.33}$$

где t'_1 — затраты рабочего времени на выемку угля под щитом типа СК без учета скреперования его вдоль забоя, чел.-мин/т;

t'_2 — затраты рабочего времени на выгрузку угля из забоя скреперной установкой, уст.-мин/т;

$k''_{\text{г}}$ — коэффициент готовности технологической схемы к выполнению основных и вспомогательных операций под щитами типа СК.

Для определения технически возможной нагрузки на очистной забой со щитовыми крепями наклонного падения типа КС в первую очередь находятся значения

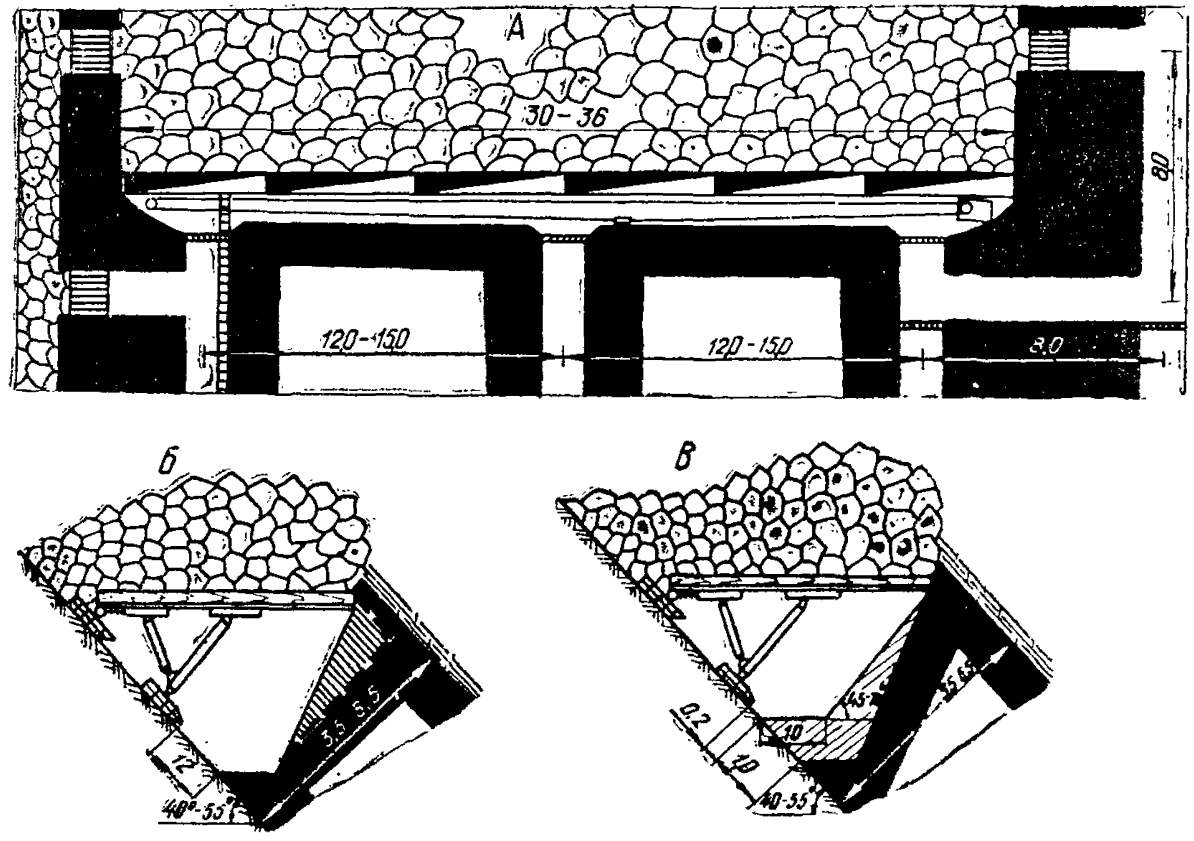

Рис. 3.6. Технология очистных работ под щитом наклонного падения типа КС: *а* — общий вид технологии очистных работ; *б* — выемка опорного целика угля висячего бока пласта; *в* — выемка канавы

параметров, входящих в формулу (3.33).

Параметры $r, \gamma, l, n_п, S_{уп}, c, T_{см}, N_{см}; t_{лн}, t'_{пз}, t'_{тп}, t'_1, t'_2, k''_г, l_{сек}, Ч$ принимаются по данным, представленным в пунктах 3.2.1—3.2.13.

После подстановки найденных значений в выражение (3.33) получена расчетная модель технически возможной суточной нагрузки на очистной забой с щитовыми крепями типа КС.

$$A''_{сут} = \frac{(1{,}179lm+0{,}077l-2{,}925n_п)\ (T_{см}-20)\ N_{см}}{\frac{1}{Ч}\left(3{,}8l+22Ч+\frac{2{,}32lЧ}{n_л-1}\right)+t_з\left(\frac{Ч-1}{Ч}\right)(7{,}0346m-} \longrightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{-2{,}4648)+1{,}05\,(1{,}179lm+0{,}077l-2{,}925n_п)\left(\frac{t'_1}{Ч}+\frac{t'_2}{n_у}\right)}. \quad (3.34)$$

3.4. Расчет нагрузки на очистной забой нижнего слоя при комбинированной системе разработки (КГП)

Комбинированная система разработки с гибким металлическим перекрытием применяется на пластах мощностью более 5 м с углами падения 35—65°.

Выемка угля в выемочном слое производится в двух вариантах: столбами по падению (рис. 3.7) и подэтажами по простиранию (рис. 3.8).

При мощности выемочного слоя до 5 м выемка угля производится по варианту «столбы по падению», более 5 м — «подэтажи по простиранию» или слоями по варианту «столбы по падению».

а) Вариант «столбы по падению»

При выемке угля из-под нижнего слоя в варианте «столбы по падению» (рис. 3.7) перемещение гибкого перекрытия за цикл осуществляется за два приема взрывания: первый — при расширении горизонтального прохода у лежачего бока пласта, соединяющего углеспускные печи, второй — при углубке прохода и посадке перекрытия, т. е. технологический процесс выемки угля в выемочном слое в варианте «столбы по падению» (рис. 3.7) аналогичен выемке угля из-под щитовых крепей (рис. 3.4, *б*), где также происходит переме-

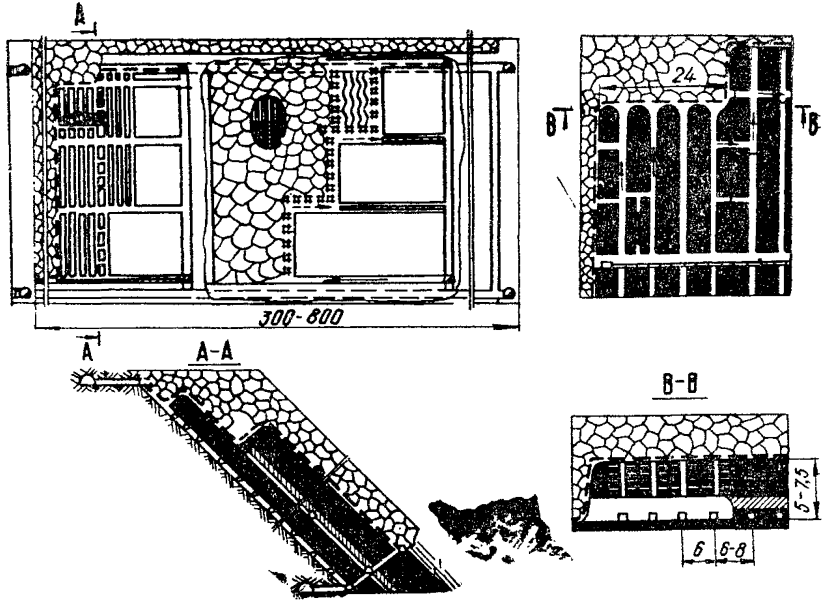

Рис. 3.7. Технология очистных работ буровзрывным способом под гибким перекрытием в варианте «столбы по падению»

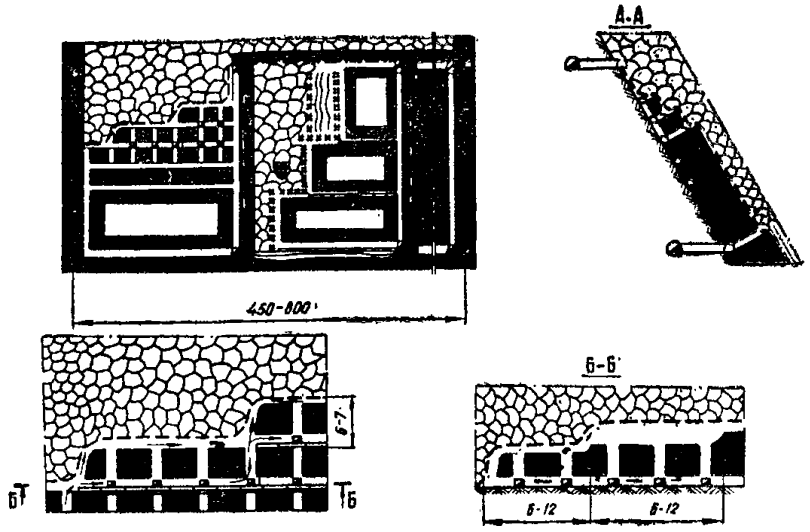

Рис. 3.8. Технология очистных работ буровзрывным способом под гибким перекрытием в варианте «подэтажи по простиранию»

щение щитовой крепи на шаг посадки за два приема взрывания. Особенность заключается только в том, что под щитовой крепью первый прием взрывания (рис. 3.4, *б*) производится по углубке канавы (проходов), второй завершается выемкой опорных целиков угля у почвы и кровли пласта.

Математическое выражение технологического процесса очистной выемки угля в выемочном слое КГП по варианту «столбы по падению» идентично описанию технологического процесса выемки угля из-под щитовых крепей с двумя приемами взрывания

$$A_{\text{кгп}} = \frac{Чl_{\text{к}}(T_{\text{см}} - t_{\text{лн}} - t_{\text{п}})\quad N_{\text{см}}}{\dfrac{2Чl_{\text{п}}(t_{\text{пзк}} + t_{\text{гпк}})}{r_{\text{к}}\gamma(l_{\text{п}} m_{\text{к}} c' - S_{\text{уп}})} + l_{\text{к}} \sum_{i=1}^{n} t_{\text{к}\cdot i}(1 + k'_0)[1 + (1 -} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{- k_{\text{г}\cdot\text{кгп}})] + l_{\text{п}} t_{\text{зк}}(Ч - 1) + \frac{1}{2} l_{\text{п}}(Ч - 2)\quad (t'_{\text{об}} + t'_{\text{раз}})}, \tag{3.35}$$

где $l_{\text{к}}$ — длина выемочного слоя, м;

$t_{\text{пзк}}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций в выемочном слое КГП в

варианте «столбы по падению» на каждый прием взрывания, мин;

$t_{тпл}$ — продолжительность технологических перерывов, связанных с взрыванием и проветриванием забоя в выемочном слое КГП, на каждый прием взрывания, мин;

$l_п$ — расстояние между углеспускными печами, м;

$r_к$ — шаг перемещения забоя за цикл, м;

c' — коэффициент извлечения запасов по мощности выемочного слоя;

n — количество i-х основных и вспомогательных операций, входящих в технологический цикл выемочного слоя;

$t_{кi}$ — затраты рабочего времени на выполнение i-й основной и вспомогательной операции технологического цикла КГП, приходящиеся на 1 т добычи угля, чел.-мин;

$t_{зк}$ — затраты рабочего времени на участие в заряжании шпуров в выемочном слое КГП, приходящиеся на 1 т добычи, чел.-мин;

k'_0 — коэффициент, учитывающий дополнительное время на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций;

$m_к$ — вынимаемая мощность выемочного слоя, м;

$k_{г\cdot кгп}$ — коэффициент готовности технологической схемы к исполнению основных и вспомогательных операций;

$t'_{об}$ — затраты рабочего времени на оборку забоя КГП, приходящиеся на 1 т добычи, мин;

$t'_{раз}$ — затраты рабочего времени на разборку сруба в углеспускных печах выемочного слоя КГП, приходящиеся на 1 т добычи, мин.

Для определения технически возможной нагрузки на очистной забой в выемочном слое КГП в варианте «столбы по падению» в первую очередь определяются значения параметров, входящих в формулу (3.35).

3.4.а.1. Численный состав ($Ч$) сменного звена горнорабочих в очистных забоях выемочного слоя КГП так же, как и в очистных забоях с щитовыми крепями на пластах мощностью более 4 м определяется движением технологических операций производственного процесса во времени и пространстве.

В очистных забоях выемочного слоя КГП структура

технологического цикла подчиняется принципу параллельного движения технологических операций во времени (разборка забоя, бурение и заряжание шпуров) и последовательного в пространстве (к бурению приступают после разборки забоя, к заряжанию соответственно после окончания бурения шпуров и т. п.). Поэтому в таких забоях производительной работой могут быть заняты, как и в забоях со щитовыми крепями, два—четыре горнорабочих очистного забоя в смену ($Ч=2—4$ чел.).

3.4.а.2. Длина ($l_к$) выемочного слоя определяется состоянием выемочного поля и изменяется от 18 до 54 м.

3.4.а.3. Продолжительность рабочей смены ($T_{см}$); количество рабочих смен ($N_{см}$) по добыче угля в течение суток; регламентированное время ($t_{лн}$) на личные надобности в течение рабочей смены; коэффициент (k'_0), учитывающий дополнительное время на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций, определяются утвержденным режимом работы угольного предприятия и регламентированными государственными актами о труде и составляют $T_{см}=360$, 420 мин, $t_п=10$ мин, $t_{лк}=10$ мин, $N_{см}=3{,}4$ смены, $k'_0=0$ при условии, что продолжительность технологических перерывов, связанных с взрыванием и проветриванием очистного забоя в течение рабочей смены, перекрывает норматив (15%) необходимого дополнительного времени на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций.

3.4.а.4. Расстояние между углеспускными печами ($l_п$) равно 6 м.

3.4.а.5. Продолжительность подготовительно-заключительных операций ($t_{пз\cdot к}$, мин) в выемочном слое КГП на каждый прием взрывания соответствует продолжительности их в очистных забоях со щитовыми крепями без скреперования угля вдоль забоя, т. е.

$$t_{пз\cdot к}=\frac{1{,}5l_к}{Ч}+\frac{2{,}75l_к}{l_п}\ . \qquad (3.36)$$

3.4.а.6. Продолжительность ($t_{тп\cdot к}$, мин) технологических перерывов, связанных с взрыванием и проветриванием забоя в выемочном слое КГП, на каждый прием взрывания составляет

$$t_{тп\cdot к}=11+1{,}21l_к\ . \qquad (3.37)$$

3.4.а.7. Шаг перемещения ($r_к$) забоя на цикл определяется безопасными условиями ведения КГП и равен 1,3 м.

3.4.а.8. Коэффициент извлечения (c') запасов по мощности выемочного слоя равен 0,97.

3.4.а.9. Площадь сечения ($S_{уп}$) углеспускной печи, закрепленной срубовой крепью, равна 2,25 м.

3.4.а.10. Коэффициент готовности ($k_{г.\ кгп}$) технологической схемы к выполнению основных и вспомогательных операций по данным НИС Минуглепрома СССР по Кузбассу равен 0,95.

3.4.а.11. Затраты рабочего времени ($\sum_{i=1}^{n} t_{к1i}$) на выполнение i-й основной и вспомогательной операций технологического цикла на участке в заряжании шпуров ($t_{з\cdot к}$), на оборку забоя ($t'_{об}$), на разборку сруба ($t'_{р.з}$), приходящиеся на 1 т добычи угля, принимаются из нормативных документов, разработанных НИС производственных объединений.

Таким образом, после подстановки найденных значений в формулу (3.35) получена расчетная модель технически возможной суточной нагрузки на очистной забой выемочного слоя КГП по варианту «столбы по падению»

$$A_{кгп} = \frac{Чl_к(T_{см}-20)\ N_{см}}{\frac{18l_к+20{,}02l_к Ч+66Ч}{9{,}836m-3{,}803}+1{,}05l_к\sum_{i=1}^{P} t_{к\cdot i}+ \rightarrow} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{+6t_{зк}(Ч-1)+3(Ч-2)(t'_{об}+t'_{раз})}. \qquad (3.38)$$

б) Вариант «подэтажи по простиранию»

Выемка угля на пластах мощностью 6,5—15 м под гибким перекрытием (рис. 3.8) производится в варианте «подэтажи по простиранию».

Угольный массив под гибким перекрытием отрабатывается слоями, мощность каждого слоя не превышает 3,5 м. Выемка угля из выемочного слоя начинается с проведения (в границах углеспускного орта) выемочной канавы (горизонтального прохода), из которой ведут выемку угля в забое заходками на всю высоту

подэтажа с подвиганием на 3—6 м (односторонняя или двухсторонняя выемка угля по орту) за один прием взрывания. После каждого приема взрывания операции технологического процесса (осмотр забоя и приведение его в безопасное состояние, разборка забоя, бурение и заряжание шпуров) повторяются и из-за отсутствия широкого фронта работ выполняются последовательно, т. е. технически возможная среднесуточная нагрузка ($A_{кгп}$, т/сут) на очистной забой выемочного слоя может быть определена из выражения

$$A'_{кгп} = \frac{N_{см}(T_{см} - t_{лн} - t_{п})}{T_{кгп \cdot ц}} A_{кгп \cdot д}, \qquad (3.39)$$

где $T_{кгп \cdot д}$ — продолжительность технологического цикла, мин,

$$T_{кгп \cdot ц} = (t''_{пз} + t''_{тп}) + \frac{hm_{з} r_{з} \gamma c \sum_{i=1}^{p} t_{кгп \cdot i} (1 + k''_{0}) [1 + \rightarrow}{Ч} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{+ (1 - k''_{г})]}{} + \frac{Ч - 1}{Ч} t''_{з} hm\ r_{з} \gamma c, \qquad (3.40)$$

где $t''_{пз}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций в выемочном слое КГП в варианте «подэтажи по простиранию» на каждый прием взрывания, мин;

$t''_{тп}$ — продолжительность технологических перерывов, связанных с взрыванием и проветриванием забоя в выемочном слое КГП в варианте «подэтажи по простиранию» на каждый прием взрывания, мин;

p — количество i-х основных и вспомогательных операций, входящих в технологический цикл;

$t_{кгп \cdot i}$ — затраты рабочего времени на выполнение i-й основной и вспомогательной операций технологического процесса, приходящиеся на 1 т добычи, чел.-мин;

$t''_{з}$ — затраты рабочего времени на участие в заряжании шпуров, приходящиеся на 1 т добычи, чел.-мин;

$k''_{г}$ — коэффициент готовности технологической схемы к выполнению основных и вспомогательных операций;

$A_{кгп\cdot ц}$ — добыча угля с цикла из выемочного слоя, т (определяется параметрами заходки и ее подвиганием)

$$A_{кгп\cdot ц} = hm_{з} r_{з} \gamma c, \qquad (3.41)$$

где h — высота подэтажа, м;

$m_{з}$ — вынимаемая мощность слоя (заходки), м;

$r_{з}$ — подвигание заходки за цикл, м.

После подстановки найденных значений (3.40) и (3.41) в формулу (3.39) и выполнения необходимых преобразований получено математическое выражение технологического процесса очистной выемки угля из выемочного слоя КГП в варианте «подэтажи по простиранию»

$$A'_{кгп} = \frac{Чhm_{з} r_{з} \gamma c \quad (T_{см} - t_{лн} - t_{п}) N_{см}}{n} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{Ч(t''_{пз} + t''_{тп}) + hm_{з} r_{з} \gamma c \sum_{i=1} t_{кгп\cdot i} (1 + k''_{0}) \times}$$

$$\rightarrow \frac{}{\times [1 + (1 - k''_{г}) \quad + t_{з} (Ч - 1) \quad (hm_{з} r_{з} \gamma c)]}. \qquad (3.42)$$

Для определения технически возможной нагрузки на очистной забой в выемочном слое КГП в варианте «подэтажи по простиранию» в первую очередь находятся значения параметров, входящих в формулу (3.42).

3.4.б.1. В очистных забоях выемочного слоя КГП в варианте «подэтажи по простиранию» структура технологического цикла, независимо от схемы выемки угля по орту (односторонняя или двухсторонняя), подчиняется принципу последовательного движения исполнения технологических операций как во времени, так и в пространстве. Поэтому в таких очистных забоях производительной работой могут быть заняты только два горнорабочих очистного забоя в смену при односторонней схеме выемки угля по орту и два—четыре человека в смену при двухсторонней схеме.

3.4.б.2. Высота подэтажа (h) определяется условиями возможности перемещения из одного рабочего

положения в другое за один прием взрывания с учетом отжима угля и принимается равной 6 м (исходя из условий применения системы).

3.4.б.3. Вынимаемая мощность ($m_з$) заходки изменяется от 2,0 до 3,5 м (рис. 3.8).

3.4.б.4. Подвигание заходки ($r_з$) за цикл определяется односторонней или двухсторонней выемкой угля по орту: при односторонней (рис. 3.8 Б — Б) — $r_з$ =3 м, при двухсторонней $r_з$ =6 м.

3.4.б.5. Плотность (γ) угля для условий Прокопьевско-Киселевского района 1,3 т/м³.

3.4.б.6. Коэффициент извлечения запасов по мощности пласта для системы разработки КГП в варианте «подэтажи по простиранию» составляет 0,97.

3.4.б.7. Продолжительность рабочей смены ($T_{см}$); количество рабочих смен ($N_{см}$) по добыче угля в течение суток; регламентированное время ($t_{лн}$) на личные надобности в течение рабочей смены; коэффициент (k'_0), учитывающий дополнительное время на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций, определяются утвержденным режимом работы угольного предприятия и регламентированными государственными актами о труде.

3.4.б.8. Продолжительность подготовительно-заключительных операций ($t''_{пз}$) и технологических перерывов ($t''_{тп}$), связанных с взрыванием и проветриванием забоя, определяется по данным НИС Минуглепрома СССР по Кузбассу $[(t''_{пз}+t''_{тл})=0{,}9hm\ r_з c]$;

3.4.б.9. Затраты ($t''_з$) рабочего времени на участие в заряжании шпуров, приходящиеся на 1 т добычи угля, равны 0,46 мин (данные НИС Минуглепрома СССР по Кузбассу).

3.4.б.10. Коэффициент готовности ($k''_г$) технологической схемы к исполнению основных и вспомогательных операций, по данным НИС Минуглепрома СССР по Кузбассу, равен 0,95.

3.4.б.11. Затраты рабочего времени $\left(\sum_{i=1}^{n} t_{кги\cdot i}\right)$ на выполнение i-й основной и вспомогательной операций технологического цикла, приходящиеся на 1 т добычи угля, принимаются из нормативных документов, разработанных НИС производственных объединений.

Таким образом, после подстановки найденных значений (3.4.б.1.—3.4.б.11) в формулу (3.42) получена расчетная модель технически возможной суточной нагрузки на очистной забой выемочного слоя КГП в варианте «подэтажи по простиранию»

$$A'_{\text{к.п}} = \frac{Ч(T_{\text{см}}-20)N_{\text{см}}}{0{,}9Ч+1{,}05\sum_{i=1}^{n} t_{\text{кгп}\cdot i}+0{,}46(Ч-1)}. \qquad (3.43)$$

3.5. Расчет нагрузки на очистной забой системы разработки «длинные столбы по простиранию (ДСО)»

Система разработки — длинные столбы по простиранию — применяется на пластах мощностью до 3,5 м с углами падения до 60° (рис. 3.9).

Каждый цикл в лаве начинается с выполнения работ, связанных с обеспечением верхнего и нижнего запасных выходов (проверка состояния забоя, а также при необходимости и установка подхватов бортов лавы в прилегающих к ней выработках). В лаве выемка угля производится вначале у верхнего борта на длину, обеспечивающую установку «бортового круга» (рис. 3.9, *а*, *б*), затем в «магазине» (рис. 3.9, *а*, *г*), и в оставшейся части лавы (рис. 3.9, *а*, *в*), т. е. подвигание лавы за цикл осуществляется за три приема взрывания.

Технологические операции: возведение органного ряда, бурение шпуров для посадки, посадка лавы, связанные с управлением кровли в лавах, — выполняются периодически после подвигания лавы на шаг посадки, определенный паспортом крепления.

Следовательно, технически возможная среднесуточная нагрузка ($A_{\text{упр}}$, т/сут) на лаву с учетом управления кровлей определяется из выражения

$$A_{\text{упр}} = \frac{Sm\gamma c}{T_{\text{в}}+T_{\text{п}}}, \qquad (3.44)$$

где S — площадь обнажения кровли, равная произведению длины лавы на шаг посадки, м²;

$T_{\text{в}}$ — затраты рабочего времени, связанные с выемкой угля на шаг посадки лавы, сут.

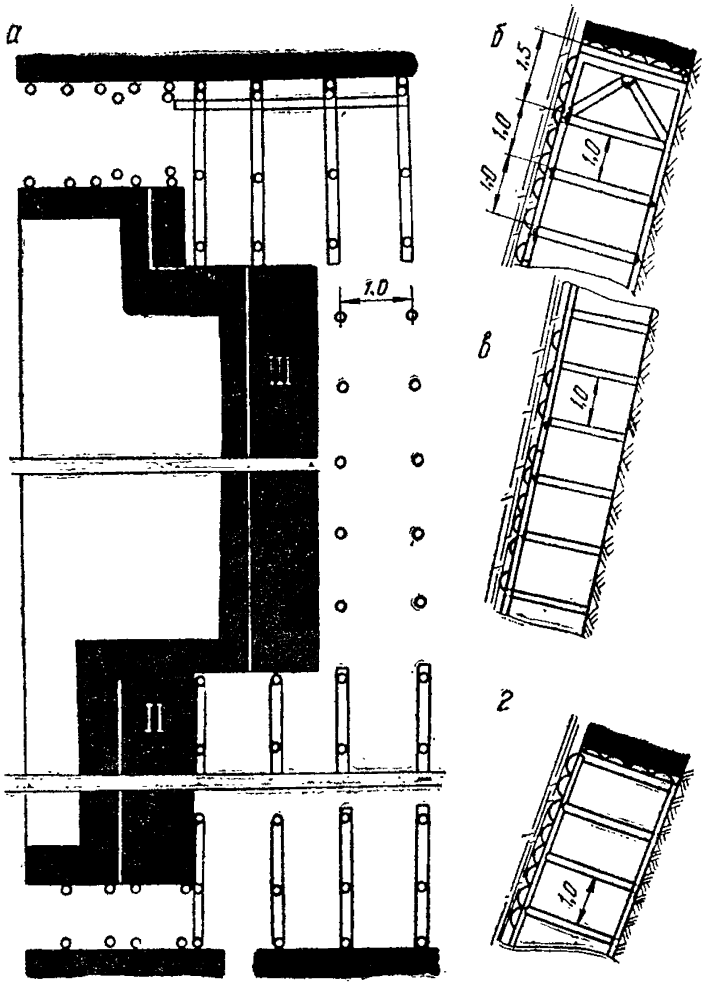

Рис. 3.9. Технология очистных работ в лаве:
а — общая схема очистного забоя (лавы); *б* — крепление борта лавы; *в*—крепление лавы; *г*—крепление борта «магазина» лавы;
I, II, III —последовательность приемов взрывания шпуров в лаве

$$T_{в} = \frac{Sm\gamma c}{A_{л}}, \qquad (3.45)$$

где $A_{л}$— среднесуточная нагрузка на лаву без учета затрат рабочего времени на управление кровлей на шаг посадки, т;

$T_{п}$— затраты рабочего времени, связанные с уп-

равлением кровлей на шаг посадки лавы, сут,

$$T_{\text{п}}=\frac{l_{\text{л}}(t_{\text{орг}}+t_{\text{стр}})+St_{\text{пос}}}{Ч(T_{\text{см}}-t_{\text{лн}}-t_{\text{п}})N_{\text{см}}}, \qquad (3.46)$$

где $l_{\text{л}}$ — длина лавы, м;

$t_{\text{орг}}$ — затраты рабочего времени на возведение 1 м органного ряда крепи с учетом дополнительного времени на отдых, чел.-мин;

$t_{\text{стр}}$ — затраты рабочего времени на установку стропил и вандрутов по органному ряду, приходящиеся на 1 м длины лавы с учетом дополнительного времени на отдых, чел.-мин;

$t_{\text{пос}}$ — затраты рабочего времени на посадку 1 м² лавы с учетом дополнительного времени на отдых, чел.-мин.

После подстановки значений (3.45) и (3.46) в выражение (3.44) получено

$$A_{\text{упр}}=\frac{A_{\text{л}}Sm\gamma c_{\text{д}}Ч(T_{\text{см}}-t_{\text{лн}}-t_{\text{л}})N_{\text{см}}}{Sm\gamma cЧ(T_{\text{см}}-t_{\text{лн}}-t_{\text{л}})N_{\text{см}}+A_{\text{л}}[l_{\text{л}}(t_{\text{орг}}+t_{\text{стр}})+St_{\text{пос}}]}. \qquad (3.47)$$

Среднесуточная нагрузка на лаву ($A_{\text{л}}$, т) без учета затрат рабочего времени на управление кровлей на шаг посадки в общем виде может быть математически описана выражением

$$A_{\text{л}}=\frac{(T_{\text{см}}-t_{\text{лн}}-t_{\text{п}})N_{\text{см}}}{T_{\text{ц.л}}}A_{\text{ц.л}}, \qquad (3.48)$$

где $A_{\text{ц.л}}$ — добыча угля из лавы за цикл, т,

$$A_{\text{ц.л}}=l_{\text{л}}r_{\text{л}}m\gamma c_{\text{л}}, \qquad (3.49)$$

где $r_{\text{л}}$ — шаг подвигания лавы за цикл, м;

$c_{\text{л}}$ — коэффициент извлечения запасов угля по мощности пласта;

$T_{\text{ц.л}}$ — продолжительность цикла, мин,

$$T_{ц\cdot л}=3(t_{пз}+t_{гп})+\frac{\sum_{i=1}^{n} t_i(1+k_{о\cdot л})[1+(1-k_{г\cdot л})]\cdot}{Ч} A_{ц\cdot л}+$$

$$+\frac{Ч-1}{Ч} A_{ц\cdot л}\cdot t_з, \qquad (3.50)$$

где $k_{о\cdot л}$ — коэффициент, учитывающий дополнительное время на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций;

$k_{г\cdot л}$ — коэффициент готовности технологической схемы к исполнению основных и вспомогательных операций.

После подстановки значений (3.49) и (3.50) в формулу (3.48) и выполнения необходимых преобразований получено математическое описание технологического процесса очистной выемки угля из лавы без учета управления кровлей

$$A_л=\frac{l_л m r_л c_л Ч (T_{см}-t_{л\,г}-t_л) N_{см}}{3Ч(t_{пз\cdot л}+t_{гп\cdot л})+l_л m \gamma r c_л \sum_{i=1}^{n} t_i(1+k_{о\cdot л})\times} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{\times [1+(1-k_{г\cdot л})]+(Ч-1) l_л m \gamma r_л c_л t_з}. \qquad (3.51)$$

После подстановки значения $A_л$ в выражение (3.47) и выполнения необходимых преобразований получено математическое описание технологического процесса очистной выемки угля из лавы с учетом управления кровлей

$$A_{упр}=\frac{S l_л m \gamma r_л c_л Ч (T_{см}-t_{лн}-t_п) N_{см}}{3S Ч (t_{пз\cdot л}+t_{гп\cdot л})+S l_л m \gamma r_л c_л \sum_{i=1}^{n} t_i(1+k_{о\cdot л})\times [1+(1-} \longrightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{-k_{г\,к})]+l_л r_л [l_{..}(t_{орг}+t_{стр})+S t_{пос}]+S(Ч-1) l_л m \gamma r_л c_л t_з}. \qquad (3.52)$$

Для определения технически возможной нагрузки на очистной забой лавы в первую очередь находятся значения параметров, входящих в формулу (3.52).

3.5.1. Площадь обнажения кровли (S), равная про-

изведению длины лавы на шаг посадки, в каждом конкретном случае определяется состоянием пород кровли и для условий Прокопьевско-Киселевского района изменяется от 250 до 1000 м².

3.5.2. Длина лавы ($l_л$) в зависимости от площади обнажения кровли и мощности пласта изменяется от 20 до 70 м.

3.5.3. Мощность пласта (m) изменяется от 1 до 3,5 м.

3.5.4. Подвигание забоя за цикл ($r_л$) равно 1 м.

3.5.5. Коэффициент извлечения ($c_л$) запасов угля по мощности пласта равен 0,97.

3.5.6. Численность горнорабочих очистного забоя изменяется от двух до четырех человек в смену.

3.5.7. Продолжительность рабочей смены ($T_{см}$) и количество рабочих смен ($N_{см}$) определяются режимом работы шахты.

3.5.8. Продолжительность подготовительно-заключительных операций ($t_{пз.л}$) на один прием взрывания равна 14,7 мин [1].

3.5.9. Продолжительность технологических перерывов ($t_{тп.л}$) на один прием взрывания равна 23,7 мин. [1].

3.5.10. Затраты рабочего времени на выполнение основных и вспомогательных операций, приходящиеся на 1 т добычи угля или на 1 м длины лавы, или на 1 м² площади принимаются из нормативных документов, разработанных нормативно-исследовательскими станциями производственных объединений.

3.5.11. Коэффициент ($k_{о.л}$), учитывающий дополнительное время на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций, равен 0,104 [1].

3.5.12. Коэффициент готовности ($k_{г.л}$) технологической схемы к выполнению основных и вспомогательных операций по данным НИС равен 0,95.

Таким образом, после подстановки найденных значений (3.5.1.—3.5.12) в формулу (3.52) получена расчетная модель технически возможной суточной нагрузки на лаву с учетом управления кровлей обрушением выработанного пространства

$$A_{упр} = \frac{1{,}261 S l\, m\, Ч (T_{см} - 20) N_{см}}{115{,}2 S\, Ч + 1{,}462 S l_л m \sum_{i=1}^{n} t_i + l_л [l_л (t_{орг} + t_{стр}) + S t_{пос}] + \rightarrow}$$

$$\rightarrow \overline{+1{,}261S(Ч-1)l_д m t_з} \cdot \qquad (3.53).$$

3.6. Расчет нагрузки на очистной забой при системах разработки с гидравлической закладкой выработанного пространства

Отработка запасов угля с применением гидравлической закладки выработанного пространства производится в первую очередь на тех пластах, выемка угля из которых с обрушением кровли практически невозможна как по техническим, так и горно-геологическим условиям. К ним относятся:

а) запасы в охранных целиках под естественными и искусственными объектами;

б) запасы угля на участках под потушенными и действующими пожарами;

в) запасы на участках со сложными горно-геологическими условиями, отработка которых с обрушением практически невозможна.

Гидравлическая закладка выработанного пространства применяется при отработке пластов с углами падения более 30° наклонными и поперечно-наклонными слоями, а также полосами по простиранию при выемке пластов на всю мощность на вторых и последующих горизонтах при условии наличия достаточного гидравлического напора для транспортирования закладочного материала к местам потребления.

3.6.1. Расчет нагрузки на очистной забой при системе разработки «длинные столбы по восстанию с гидрозакладкой (ДСГЗ)»

Система разработки ДСГЗ применяется для отработки пластов мощностью до 3,5—4 м с углами падения более 30° (рис. 3.10).

Каждый цикл в очистном забое ДСГЗ начинается с выполнения работ, связанных с обеспечением верхнего и нижнего запасных выходов. Вначале в забое производится выемка угля у верхнего борта на длину, обеспечивающую установку бортового круга, а затем в оставшейся части забоя, т. е. подвигание забоя за цикл производится за один прием взрывания при длине забоя до 4 м, за два приема взрывания — при более 4 м.

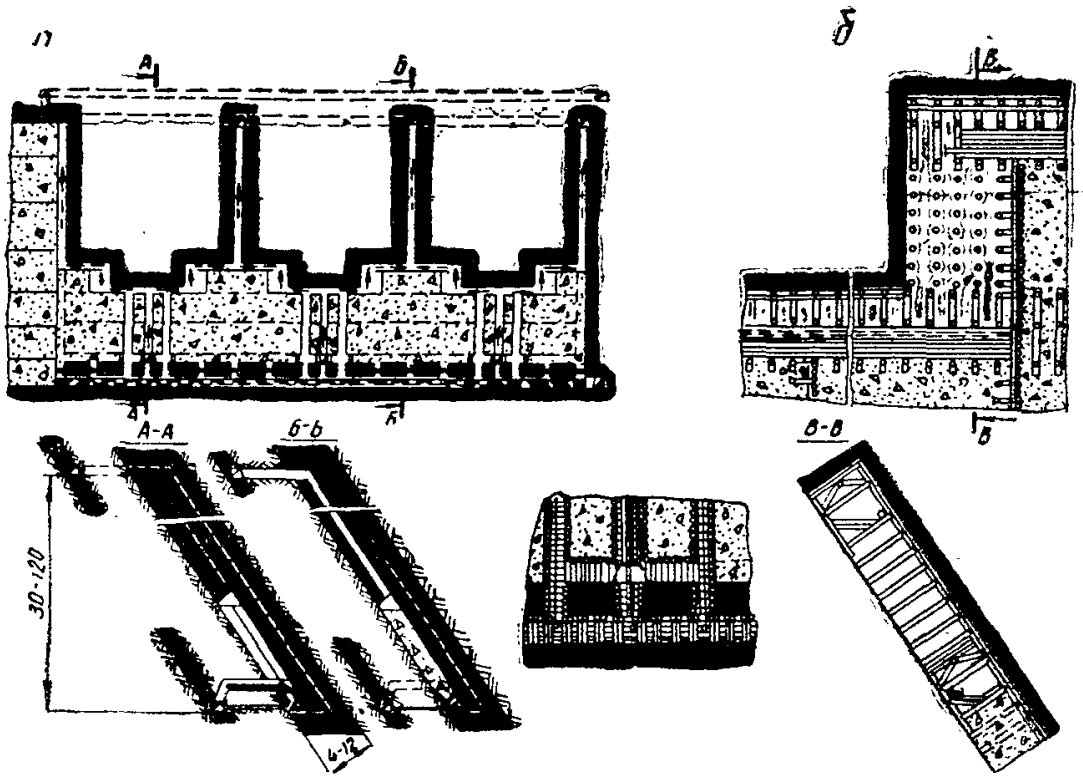

Рис. 3.10. Технология очистных работ буровзрывным способом при системе разработки длинные столбы по восстанию с гидравлической закладкой выработанного пространства

Технологические операции: возведение органного ряда, отшивка органного ряда, прием закладки в выработанное пространство и т. п., — связанные с управлением кровлей, выполняются периодически после подвигания забоя на шаг закладки, определенный паспортом крепления.

При этом технически возможная среднесуточная нагрузка ($A_{упр.зак}$, т/сут) на лаву с учетом управления кровлей закладкой выработанного пространства определяется из выражения

$$A_{упр.зак} = \frac{S' m \cdot c}{T'_в + T'_п}, \qquad (3.54)$$

где S' — площадь обнажения кровли, равная произведению длины лавы (заходки) на шаг закладки выработанного пространства, м^2;

$T'_в$ — затраты рабочего времени, связанные с выемкой угля на шаг закладки забоя, сут;

$$T'_в = \frac{S' m \gamma c}{A_{зак}}, \qquad (3.55)$$

где $A_{зак}$ — среднесуточная нагрузка на забой без учета затрат рабочего времени на управление кровлей на шаг закладки, т;

$T'_п$ — затраты рабочего времени, связанные с управлением кровлей на шаг закладки выработанного пространства, сут,

$$T'_п = \frac{l_{зак}\, t_{з.орг} + 0{,}9 S' m t_{зак}}{Ч (T_{см} - t_{л1} - t_л) N_{см}}, \qquad (3.56)$$

где $l_{зак}$ — длина очистного забоя, м;

$t_{з.орг}$ — затраты времени на возведение 1 м органного ряда крепи с учетом отшивки и возведения стропильного крепления, чел.-мин;

$t_{зак}$ — затраты времени на прием 1 м^3 закладки с учетом дополнительного времени на отдых, чел.-мин;

0,9 — коэффициент, учитывающий заполнение выработанного пространства закладкой.

После подстановки значений (3.55) и (3.56) в выражение (3.54) получено

$$A_{\text{упр}\cdot\text{зак}} = \frac{A_{\text{зак}} S' m \cdot c\, Ч (T_{\text{см}} - t_{\text{лн}} - t\ ) N_{\text{см}}}{S' m \gamma c Ч (T_{\text{см}} - t_{\text{лн}} - t_{\text{п}}) N_{\text{м}} + A_{\text{зак}} (l_{\text{зак}}\, t_{\text{з.ср.}} +} \rightarrow$$

$$\rightarrow \overline{+0{,}9 S' m t_{\text{зак}})} \quad . \qquad (3.57)$$

Среднесуточная нагрузка на очистной забой ($A_{\text{зак}}$) без учета затрат рабочего времени на управление кровлей на шаг закладки выработанного пространства в общем виде может быть математически выражена

$$A_{\text{зак}} = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{лн}} - t_{\text{п}}) N_{\text{см}}}{T_{\text{зак}\cdot\text{ц}}} A_{\text{зак}\cdot\text{ц}}\ , \qquad (3.58)$$

где $A_{\text{зак}\cdot\text{ц}}$ — добыча угля из очистного забоя за цикл, т (согласно рис. 3.10),

$$A_{\text{зак}\cdot\text{ц}} = l_{\text{зак}} r_{\text{зак}} m \gamma c, \qquad (3.59)$$

где $r_{\text{зак}}$ — шаг подвигания очистного забоя за цикл, м; $T_{\text{зак}\cdot\text{ц}}$ — продолжительность цикла, мин.

Продолжительность цикла слагается из затрат рабочего времени на выполнение отдельных основных и вспомогательных i-х операций технологического процесса выемки угля $[\sum_{i=1}^{n} t_{\text{зак}\cdot i}(1+k_{\text{зак}\cdot\text{о}})]$, подготовительно-заключительных операций ($t_{\text{зак}\cdot\text{п}\cdot\text{з}}$), технологических перерывов ($t_{\text{зак}\cdot\text{т}\cdot\text{п}}$) и выражается

$$T_{\text{зак}\cdot\text{ц}} = k_{\text{зак}} (t_{\text{зак}\cdot\text{п}\cdot\text{з}} + t_{\text{зак}\cdot\text{т}\cdot\text{п}}) + \frac{\sum_{i=1}^{n} t_{\text{зак}\cdot i} (1+k_{\text{зак}\cdot\text{о}}) [1+}{} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{+(1-k_{\text{зак}\cdot\text{г}})] A_{\text{зак}\cdot\text{ц}}}{Ч} + \frac{Ч-1}{Ч} \cdot A_{\text{зак}\cdot\text{ц}}\, t_{\text{зак}\cdot\text{з}}\ , \qquad (3.60)$$

где $k_{\text{зак}}$ — количество приемов взрывания на цикл;

$k_{\text{зак}\cdot\text{о}}$ — коэффициент, учитывающий дополнительное время на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций;

$k_{\text{зак}\cdot\text{г}}$ — коэффициент готовности технологической

схемы к исполнению основных и вспомогательных операций.

После подстановки значений (3.59) и (3.60) в формулу (3.58) и выполнения необходимых преобразований получено математическое выражение технологического процесса очистной выемки угля из очистного забоя без учета работ, связанных с управлением кровлей.

$$A_{зак} = \frac{l_{зак} m r_{зак} \gamma c Ч (T_{см} - t_{л1} - t_{п}) N_{см}}{k_{зак}(t_{зак\cdot п\cdot з} + t_{зак\cdot г\cdot п}) + l_{зак} m r_{зак} \gamma c \sum_{i=1}^{n} t_{зак\cdot i}(1 + k_{зак\cdot о})} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{[1 + (1 - k_{зак\cdot г})] + (Ч - 1) l_{зак} m r_{зак} \gamma c\, t_{зак\cdot з}}. \quad (3.61)$$

После подстановки значения (3.61) в выражение (3.57) и выполнения необходимых преобразований получено математическое выражение технологического процесса выемки угля из очистного забоя системы разработки ДСГЗ с учетом управления кровлей гидравлической закладкой выработанного пространства

$$A_{упр\cdot зак} = \frac{S' l_{зак} m r_{зак} \gamma c_{зак} Ч (T_{см} - t_{л1} - t_{п}) N_{см}}{k_{зак} S' Ч (t_{зак\cdot п\cdot з} + t_{зак\cdot г\cdot п}) + S' l_{зак} m r_{зак} \gamma c_{зак} \times} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{\times \sum_{i=1}^{n} t_{зак i}(1 + k_{зак\cdot о})[1 + (1 - k_{зак\cdot г})] + l_{зак} r_{зак}[l_{зак} t_{з\cdot орг} +}$$

$$\rightarrow \frac{}{+ 0{,}9 S' m t_{зак}] + S(Ч - 1) l_{зак} m r_{зак} l c_{зак} \gamma t_{зак\cdot з}}. \quad (3.62)$$

Для определения технически возможной нагрузки на очистной забой системы разработки ДСГЗ в первую очередь находятся значения параметров, входящих в формулу (3.62).

3.6.1.1. Площадь обнажения (S') кровли определяется состоянием кровли пласта во времени и изменяется от 150 до 300 м^2.

3.6.1.2. Длина лавы ($l_{зак}$) изменяется от 4 до 12 м. Во всех случаях длина лавы должна приниматься рациональной, так как с увеличением длины (рис. 3.10) сокращаются затраты, отнесенные к 1 т добычи угля, на

возведение бортового круга; конвейерного штрека, одновременно служащего верхним запасным выходом из забоя, проходом для исходящей вентиляционной струи и доставки к забою необходимых материалов с одной стороны, а с другой — увеличиваются затраты на поддержание конвейерного штрека и на сокращение шага закладки.

3.6.1.3. Вынимаемая мощность лавы (m) зависит от мощности разрабатываемого пласта и изменяется от 1 до 4 м.

3.6.1.4. Шаг подвигания ($r_{зак}$) забоя за цикл, исходя из безопасных условий работ, равен 1 м.

3.6.1.5. Плотность (γ) угля для условий Прокопьевско-Киселевского угольного района принимается равной 1.3 т/м^3.

3.6.1.6. Коэффициент извлечения (c) запасов по мощности пласта для системы разработки ДСГЗ равен 0,97.

3.6.1.7. Численный состав ($Ч$) сменного звена горнорабочих очистного забоя может изменяться от двух до трех человек. В заряжании шпуров в забое участвует только один (§ 151 ЕПБ при взрывных работах) горнорабочий очистного забоя, остальные производят заготовку крепления, т. е. в период заряжания шпуров все горнорабочие заняты работой.

3.6.1.8. Продолжительность рабочей смены ($T_{см}$), регламентированное время ($t_{лн}$) на личные надобности в течение рабочей смены, количество рабочих смен ($N_{см}$) в течение суток определяются режимом работы шахты и государственными актами о труде и могут быть равны: $T_{см}$ =360,420 мин, $N_{см}$ =3,4 смены, $t_{лн}$=10 мин, $t_{п}$ =10 мин.

3.6.1.9. Продолжительность подготовительно-заключительных операций ($t_{зак\cdot п\cdot з}$) слагается из затрат рабочего времени на осмотр и приведение забоя в безопасное состояние; растягивание кабеля; подноску сверла, буровых штанг и приспособлений; осмотр, смазку и устранение мелких неисправностей сверла; отсоединение, уборку по окончании бурения в безопасное место сверла, штанг. Она равна 14,7 мин [1] на один прием взрывания.

3.6.1.10. Продолжительность технологических перерывов ($t_{зак\cdot т\cdot л}$), связанных с взрыванием и проветри-

ванием забоя, равна 23,7 мин [1] на один прием взрывания.

3.6.1.11. Затраты рабочего времени ($\sum_{i=1}^{n} t_{зак \cdot i}$) на выполнение основных и вспомогательных операций, приходящиеся на 1 т добычи угля, коэффициент ($k_{зак \cdot о}$), учитывающий дополнительное время на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций, затраты рабочего времени на пробивку 1 м органного ряда ($t_{з \cdot орг}$) и на прием 1 м³ закладки ($t_{зак}$) определяется по данным НИС производственных объединений.

3.6.1.12. Коэффициент готовности ($k_{зак \cdot г}$) технологической схемы к выполнению основных и вспомогательных операций по данным НИС Минуглепрома СССР по Кузбассу равен 0,95.

После подстановки найденных значений (3.6.1.1 — 3.6.1.12) в формулу (3.62) получена расчетная модель технически возможной суточной нагрузки на очистной забой система разработки ДСГЗ с учетом управления кровлей закладкой

$$A_{упр} = \frac{S' l_{зак} m Ч (T_{см} - 20) N_{см}}{30{,}45 k_{зак} S' Ч + 1{,}05 S' l_{зак} m \sum_{i=1}^{n} t_{зак \cdot i} (1 + k_{зак \cdot о}) + \rightarrow}$$

$$\rightarrow \frac{}{+0{,}8 l_{зак} [l_{зак} t_{з \cdot орг} + 0{,}9 S' m t_{зак}] + S' (Ч - 1) l_{зак} m t_{зак \cdot з}}. \quad (3.63)$$

3.6.2. Расчет нагрузки на очистной забой при системе разработки «поперечно-наклонные слои с гидрозакладкой (ПНСГЗ)».

Система разработки (рис. 3.11) применяется для отработки пластов мощностью 4,5—6 м и в отдельных случаях, при наличии у кровли пласта слабых пачек угля или слабой кровли, на пластах мощностью до 3,5 м.

Каждый цикл в очистных забоях ПНСГЗ начинается с выполнения работ, связанных с обеспечением верхнего и нижнего запасных выходов. Выемка угля в забое производится на всю мощность пласта (слоя) за один прием взрывания.

Технологические операции: отшивка выработанного пространства для возведения нового конвейерного

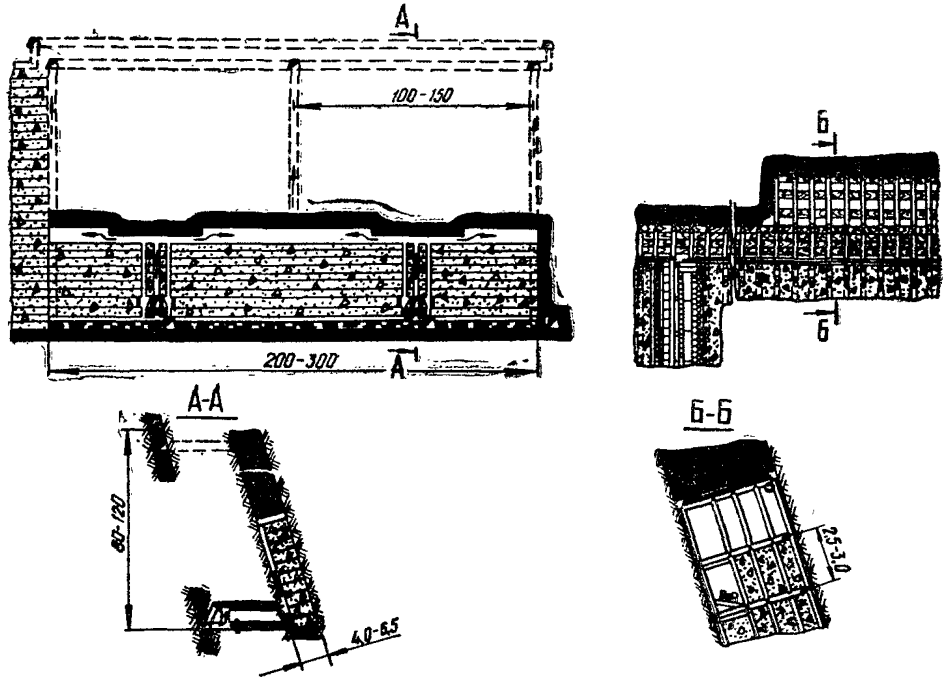

Рис. 3.11. Технология очистных работ буровзрывным способом в забоях поперечно-наклонных слоев с гидравлической закладкой выработанного пространства

штрека в закладке, возведение ската и дренажных печей; демонтаж, подъем и монтаж конвейерного става во вновь создаваемый конвейерный штрек в закладке; прием закладки в выработанное пространство — выполняются периодически после отработки слоя до границ возводимого ската в закладке.

Исходя из этого, технически возможная среднесуточная нагрузка на забой ПНСГЗ ($A'_{\text{упр·зак}}$) с учетом управления кровлей закладкой выработанного пространства определяется из выражения

$$A'_{\text{упр·зак}} = \frac{Lhm_{\text{сл}}\gamma c_{\text{пнсгз}}}{T''_{\text{в}} + T''_{\text{п}}}, \qquad (3.64)$$

где L — длина выемочного блока забоя по простиранию, м;

h — высота выемочного слоя, м;

$m_{\text{сл}}$ — вынимаемая мощность слоя (заходки), м;

$c_{\text{пнсгз}}$ — коэффициент извлечения запасов по мощности пласта;

$T''_{\text{в}}$ — затраты рабочего времени, связанные с выемкой угля на шаг закладки выработанного пространства в забое ПНСГЗ, сут;

$T''_{\text{п}}$ — затраты рабочего времени, связанные с управлением кровлей на шаг закладки выработанного пространства и перемещением шахтного оборудования в вышележащий выемочный слой, сут.

Затраты рабочего времени ($T''_{\text{в}}$, сут) определяются

$$T''_{\text{в}} = \frac{Lhm_{\text{сл}}\gamma c_{\text{пнсгз}}}{A_{\text{пнсгз}}}, \qquad (3.65)$$

где $A_{\text{пнсгз}}$ — среднесуточная нагрузка на забой ПНСГЗ без учета затрат рабочего времени на управление кровлей и других сопутствующих работ, т;

$c_{\text{пнсгз}}$ — коэффициент извлечения запасов по мощности пласта.

Затраты рабочего времени ($T''_{\text{п}}$, сут) определяются

$$T''_{\text{п}} = \frac{t_{\text{отц}}Lh + t_{\text{ск}}\frac{h}{2} + t'_{\text{п}}h + t_{\text{зак}}Lhm_{\text{сл}}0{,}9}{\text{Ч}(T_{\text{см}} - t_{\text{лн}} - t_{\text{п}})N_{\text{см}}}, \qquad (3.66)$$

где $t_{отш}$ — затраты рабочего времени на возведение 1 м² отшивки для создания нового конвейерного штрека в закладке, чел.-мин;

$t_{ск}$ — затраты рабочего времени на возведение 1 м ската, чел.-мин;

$t'_{п}$ — затраты рабочего времени на возведение 1 м дренажных печей, чел.-мин;

$t_{зак}$ — затраты рабочего времени на прием 1 м³ закладки, чел.-мин.

Работы по демонтажу, подъему и монтажу конвейерного става выполняются электрослесарями участка и совмещаются во времени с выполнением работ по возведению отшивки для создания нового конвейерного штрека, ската и дренажных печей. Поэтому эти затраты рабочего времени не включаются в продолжительность ($T''_{п}$).

После подстановки значений (3.65) и (3.66) в выражение (3.64) получено

$$A'_{упр.зак} = \frac{A_{пнсгз} Lhm_{см} \gamma c_{пнсгз} Ч (T_{см} - t_{лн} - t_{п}) N_{см}}{Lhm_{сл} \gamma c_{пнсгз} Ч (T_{см} - t_{лн} - t_{п}) N_{см} + A_{пнсгз} (t_{отш} Lh + t_{ск} \frac{h}{2} + t'_{п} h + 0{,}9 t_{зак} Lhm_{сл})}. \quad (3.67)$$

Среднесуточная нагрузка на забой ($A_{пнсгз}$, т/сут) без учета затрат рабочего времени на управление кровлей закладкой в общем виде математически описывается

$$A_{пнсгз} = \frac{(T_{см} - t_{лн} - t_{п}) N_{см}}{T_{пнсгз.ц}} A_{пнсгз.ц}, \quad (3.68)$$

где $A_{пнсгз.ц}$ — добыча угля из забоя за цикл, т;

$T_{пнсгз.ц}$ — продолжительность цикла, мин.

Добыча угля из забоя за цикл ($A_{пнсгз.ц}$, т) определяется

$$A_{пнсгз.ц} = hr_{пнсгз} m_{сл} \gamma c_{пнсгз}, \quad (3.69)$$

где $r_{пнсгз}$ — подвигание забоя за цикл, м.

Продолжительность цикла слагается из затрат ра-

бочего времени на выполнение отдельных основных и вспомогательных i-х операций технологического процесса выемки угля $[\sum_{i=1}^{n} t_{\text{пнсгз}\cdot i}\ (1+k_{\text{пнсгз.о}})]$, подготовительно-заключительных операций ($t_{\text{п пнсгз.пз}}$), технологических перерывов ($t_{\text{пнсгз.т.п}}$) и математически описывается

$$T_{\text{пнсгз.ц}} = (t_{\text{п пнсгз.пз}} + t_{\text{пнсгз.т п}}) + \frac{\sum_{i=1}^{n} t_{\text{пнсгз}\cdot i}(1+k_{\text{пнсгз.о}})[1+(1-k_{\text{пнсгз.г}})]}{Ч} A_{\text{пнсгз.ц}} + \frac{Ч-1}{Ч} A_{\text{пнсгз.ц}} t_{\text{пнсгз з}}, \quad (3.70)$$

где $k_{\text{пнсгз.о}}$ — коэффициент, учитывающий дополнительное время на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций;

$k_{\text{пнсгз.г}}$ — коэффициент готовности технологической схемы к исполнению основных и вспомогательных операций.

После подстановки значений (3.69) и (3.70) в формулу (3.68) и выполнения необходимых преобразований получено математическое выражение технологического процесса очистной выемки угля из поперечно-наклонного слоя без учета работ, связанных с управлением кровлей.

$$A_{\text{пнсгз}} = \frac{hr_{\text{пнсгз}} m_{\text{сл}} \gamma c_{\text{пнсгз}} Ч (T_{\text{см}} - t_{\text{лн}} - t_{\text{п}}) N_{\text{см}}}{Ч (T_{\text{пнсгз.пз}} + t_{\text{пнсгз.т.п}}) + hr_{\text{пнсгз}} m_{\text{сл}} \gamma c_{\text{пнсгз}} \times \sum_{i=1}^{n} t_{\text{пнсгз}\cdot i} \times (1+k_{\text{пнсгз.о}})[1+(1-k_{\text{пнсгз.г}})] + (Ч-1) hr_{\text{пнсгз}} m_{\text{сл}} \gamma c_{\text{пнсгз}} t_{\text{пнсгз.з}}}. \quad (3.71)$$

После подстановки значения (3.71) в выражение (3.67) и выполнения необходимых преобразований получено математическое выражение технологического

процесса выемки угля из забоя ПНСГЗ с учетом управления кровлей гидравлической закладкой выработанного пространства

$$A'_{\text{упр·зак}} = \frac{L h r_{\text{пнсгз}} m_{\text{сл}} \gamma c_{\text{пнсгз}} Ч (t_{\text{см}} - t_{\text{лн}} - t_{\text{п}}) N_{\text{см}}}{L Ч (t_{\text{пнсгз}} + t_{\text{пнсгз.т.п}}) + L h r_{\text{пнсгз}} m_{\text{сл}} \gamma c_{\text{пнсгз}} \times} \rightarrow$$

$$\rightarrow \times \sum_{i=1}^{n} t_{\text{пнсгз}\cdot i} (1 + k_{\text{пнсгз.о}}) [1 + (1 - k_{\text{пнсгз.г}})] + r_{\text{пнсгз}} \times \rightarrow$$

$$\times [t_{\text{отш}} L h + t_{\text{ск}} \frac{h}{2} + t'_{\text{п}} h + 0{,}9 t_{\text{зак}} L h m_{\text{сл}}] +$$

$$\rightarrow + L (Ч - 1) h r_{\text{пнсгз}} m_{\text{сл}} \gamma c_{\text{пнсгз}} t_{\text{пнсгз.з}} . \qquad (3.72)$$

Для определения технически возможной нагрузки на очистной забой системы разработки ПНСГЗ в первую очередь находятся значения параметров, входящих в формулу (3.72).

3.6.2.1. Длина (L) выемочного блока забоя по простиранию пласта изменяется от 50 до 70 м.

3.6.2.2. Высота (h) выемочного слоя изменяется от 2,5 до 3,0 м.

3.6.2.3. Шаг подвигания ($r_{\text{пнсгз}}$) забоя за цикл равен 1 м.

3.6.2.4. Мощность вынимаемого слоя ($m_{\text{сл}}$) изменяется от 4,0 до 6,5 м.

3.6.2.5. Плотность угля (γ) равна 1,3 т/м^3.

3.6.2.6. Коэффициент извлечения ($c_{\text{пнсгз}}$) запасов угля равен 0.97.

3.6.2.7. Численность ($Ч$) горнорабочих очистного забоя может изменяться от двух до трех человек в смену.

3.6.2.8. Продолжительность рабочей смены ($T_{\text{см}}$), затраты рабочего времени ($t_{\text{лн}}$) на личные надобности в течение рабочей смены, количество рабочих смен ($N_{\text{см}}$) по добыче угля в течение суток определяются режимом работы шахты, государственными актами о труде и могут быть равны: $T_{\text{см}} = 360$, 420 мин, $N_{\text{см}} = 3{,}4$ смены, $t_{\text{лн}} = 10$ мин, $t_{\text{п}} = 10$ мин.

3.6.2.9. Продолжительность подготовительно-заключительных операций ($t_{\text{пнсгз.пз}}$) на цикл равна 14,7 мин

и технологических ($t_{\text{пнсгз.тп}}$) перерывов — 23,7 мин.

3.6.2.10. Затраты рабочего времени ($\sum_{i=1}^{n} t'_{\text{пнсгз}\cdot i}$) на выполнение основных и вспомогательных операций, коэффициент ($k_{\text{пнсгз.о}}$), учитывающий дополнительное время на отдых в процессе выполнения основных и вспомогательных операций, затраты ($t_{\text{отш}}$) на возведение 1 м^2 отшивки для создания нового конвейерного штрека, $t'_{\text{ск}}$ — на возведение 1 м ската, $t'_{\text{п}}$ — на возведение 1 м дренажных печей, $t_{\text{зак}}$ — на прием 1 м^3 закладки определяются по данным НИС производственных объединений.

3.6.2.11. Коэффициент готовности ($k_{\text{пнсгз.г}}$) технологических схем к выполнению основных и вспомогательных операций по данным НИС Минуглепрома СССР по Кузбассу равен 0,95.

Таким образом, после подстановки найденных значений (3.6.2.1.—3.6.2.11) в формулу (3.72) получена расчетная модель технически возможной суточной нагрузки на забой ПНСГЗ с учетом управления кровлей закладкой

$$A'_{\text{упр·зак}} = \frac{1{,}261 Lhm_{\text{сл}} Ч (T_{\text{см}} - 20) N_{\text{см}}}{38{,}4 LЧ + 1{,}324 Lhm_{\text{сл}} \times} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{\times \sum_{i=1}^{n} t_{\text{пнсгз}\cdot i} (1 + k_{\text{пнсгз}\cdot\text{о}}) + [t_{\text{отш}} Lh + t_{\text{ск}} \frac{h}{2} +} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{+ t'_{\text{п}} h + 0{,}9 t_{\text{зак}} Lhm_{\text{см}}] + 1{,}261 L (Ч - 1) hm_{\text{сл}} t_{\text{пнсгз.з}}} \quad (3.73)$$

4. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ ОПИСАНИЕ РАБОТОСПОСОБНОСТИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ В ПРОСТРАНСТВЕ И ВО ВРЕМЕНИ

Известно, что отработка выемочного поля производится путем деления его на выемочные столбы (очистные забои), оконтуренные со всех сторон в пространстве подготовительными выработками.

Независимо от движения очистного забоя (по падению, по простиранию), но в зависимости от места его расположения в пространстве (например, рис. 4.1) происходит изменение технологии выемки угля и соответственно нагрузки на него в пространстве и во времени.

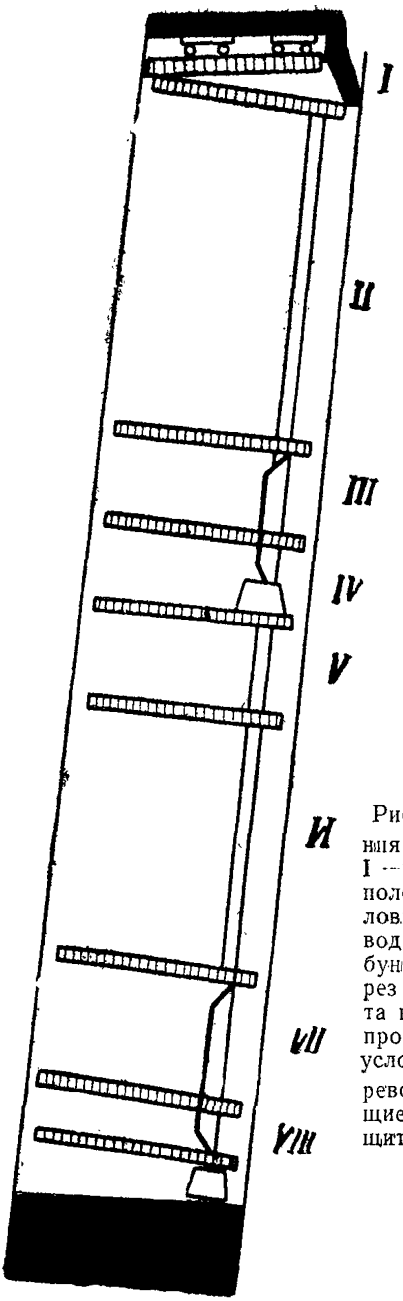

Рис. 4.1. Изменение места положения щита в пространстве:
I — приведение щита в нормальное положение; II — «нормальные» условия ведения щита; III — перевод щита через аккумулирующие бункеры; IV — перевод щита через промштрек; V — вывод щита в положение до перевода через промштрек; VI — «нормальные» условия ведения щита; VII — перевод щита через аккумулирующие бункеры; VIII — доработка щита

При математическом описании технологии очистных работ в пространстве принимается нагрузка на очистной забой в зависимости от места его расположения в пространстве в пределах выемочного столба.

При математическом описании технологии очистных работ во времени принимается средняя нагрузка на очистной забой в контуре выемочного столба, определяемая по формуле

$$A_{в\cdot ст} = Ak_{р\cdot с}, \qquad (4.1)$$

где $A_{в\cdot ст}$ — средняя нагрузка на очистной забой в контуре выемочного столба, т/сут;

A — суточная нагрузка на очистной забой в нормальных условиях ведения очистных работ в контуре выемочного столба, т/сут;

$k_{р\cdot с}$ — средний коэффициент работоспособности очистного забоя в контуре выемочного столба.

Нормальными условиями работы очистных забоев считаются такие, при которых на преобладающем пути их перемещения (по падению или простиранию) в контуре выемочного столба не изменяется технология ведения очистных работ и обеспечивается стабильная суточная нагрузка.

Средний коэффициент работоспособности очистного забоя в контуре выемочного столба можно определить из выражения [4]

$$k_{р\cdot с} = \frac{\sum_{i=1}^{n} \frac{A_i}{A} l_i}{L_{ст}}, \qquad (4.2)$$

где n — количество состояний изменения технологии выемки угля из очистного забоя в контуре выемочного столба;

A_i — суточная нагрузка на очистной забой при i-м состоянии технологии выемки угля, т/сут;

l_i — длина i-го участка пути перемещения очистного забоя в пространстве, на котором применяется i-я технология выемки угля, м;

$L_{ст}$ — длина контура выемочного столба (по про-

стирнию или падению) для конкретных вариантов и систем разработки, м.

При отработке пластов угля системой разработки длинные столбы по простиранию изменение технологии выемки угля из очистного забоя в контуре выемочного столба происходит при переходе лесоспускных скатов, служащих одновременно запасными выходами из очистных забоев. При переходе на участке длиной 5 м по простиранию пласта в границах выемочного столба нагрузка на очистной забой снижается на 30% за счет разборки ската и выемки угля на «кайло». Для таких забоев коэффициент работоспособности очистного забоя определяется

$$k_{\text{р.с.л}} = \frac{(L_{\text{сг}} - 5) + 5(1{,}0 - 0{,}3)}{L_{\text{ст}}} . \qquad (4.3)$$

Для длинных столбов по простиранию $L_{\text{ст}}$ принимается равной расстоянию между разрезной печью и скатом в начальный период разработки выемочного поля и в последующем — расстоянию между двумя скатами.

При разработке пластов угля щитовой системой технология ведения очистных работ в забое, в зависимости от его места (см. рис. 4.1) расположения в контуре выемочного столба, изменяется неоднократно. Вывод щита из одного положения в другое производится путем изменения технологии выемки опорных целиков угля, что позволяет снизить или новысить нагрузку на забой в определенной последовательности.

Добыча угля из-под щита начинается с приведения его в нормальное положение (разворот щита) под углом 85—90° к падению пласта путем однократной или многократной выемки опорного целика у лежачего бока пласта (рис. 4.1). Сначала разбуривается канава на глубину 2,0—2,5 м, затем разбуривается и взрывается опорный целик у лежачего бока пласта, а на мощных пластах, во избежание посадки щита на «попа» — одновременно и часть опорного целика висячего бока пласта.

Таким образом, при развороте щита перемещение его по лежачей стороне пласта производится за два

приема взрывания, а добыча угля ($A_ц$, т) с цикла равна

$$A_ц = \frac{l\gamma r(l_{сек} mc - S_{уп})}{2l_{сек}} . \qquad (4.4)$$

После подстановки значений (3.6), (3.7) и (4.4) в формулу (3.1) и выполнения необходимых преобразований получено математическое описание технологии выемки угля при развороте щита

$$A_р = \frac{Чl(T_{см} - t_{яч} - t_п)N_{см}}{\frac{4l_{сек}Ч(t_{пз}+t_{тп})}{\gamma r(l_{сек}mc - S_{уп})} + l\sum_{i=1}^{n} t_i(1+k_0)[1+(1-k_г)]+ \\ +l_{сек}t_з(Ч-1)+\frac{1}{2}l_{сек}(Ч-2)(t_{об}+t_{раз})} . \qquad (4.5)$$

Длина ($l_р$) участка перемещения щита в пространстве при развороте щита определяется

$$l_р = m\sin\left(\frac{90-\alpha}{2}\right) . \qquad (4.6)$$

Дальнейшее перемещение щита, после приведения его в нормальное положение, производится (рис. 4.1.II) в «нормальных» условиях до аккумулирующих бункеров.

При переводе щитов через аккумулирующие бункеры (рис. 4.1, III) из-за уменьшения их вместимости происходит уменьшение шага перемещения за цикл и соответственно нагрузки на забой.

Средняя величина ($r_б$) шага перемещения щита через аккумулирующие бункеры [4] определяется

$$r_б = \frac{0{,}1(h_б - 4)}{r\sqrt{r^2 - 0{,}1(2h_б - 8)}} , \qquad (4.7)$$

где $h_б$ — высота бункера, м.

Таким образом, при подстановке значения ($r_б$) в формулу (3.8) получено математическое описание тех-

нологии выемки угля из-под щитов при переводе его через аккумулирующие бункеры

$$A_{\text{ак·б}}=\frac{Чl(T_{\text{см}}-t_{\text{лш}}-t_{\text{п}})N_{\text{см}}}{\dfrac{r\sqrt{r^2-0{,}1(2h_{\text{б}}-8)l_{\text{сек}}k(t_{\text{пз}}+t_{\text{тп}})}}{0{,}1(h_{\text{б}}-4)(l_{\text{сек}}mc-S_{\text{уп}})\gamma}+l\sum_{i=1}^{n}t_i}\times$$

$$\times\frac{}{(1+k_0)[1+(1-k_{\text{г}})]+l_{\text{сек}}t_{\text{з}}(Ч-1)+\frac{1}{2}l_{\text{сек}}(Ч-2)(t_{\text{об}}+t_{\text{род}})} \tag{4.8}$$

Длина ($l_{\text{ак·бун}}$, м) участка пути перемещения щита в пространстве при переводе его через аккумулирующие бункеры равна [4]

$$l_{\text{ак·бун}}=h_{\text{б}}-4\ . \tag{4.9}$$

После отработки запасов угля в районе аккумулирующих бункеров, при наличии разделения этажа на подэтажи, начинается перевод щита (рис. 4.1, IV) через промежуточный штрек от сбойки, пройденной в 4 м выше его, и производится путем взрывания оставшихся целиков угля и чередования опускания его торцов до подошвы погашаемого штрека. Сначала до подошвы погашаемого штрека перемещается один торец щита (с завальной или ходовой печи), второй торец (рис. 4.2) принимается за неподвижную ось. Шаг перемещения за цикл при переводе щита через промежуточный штрек ($r_{\text{пр}}$, м) равен [4]

$$r_{\text{пр}}=\frac{r}{2}\ . \tag{4.10}$$

Количество приемов ($k_{\text{пр}}$) взрывания за цикл равно [4]

$$k_{\text{пр}}=k+1. \tag{4.11}$$

После подстановки значений (4.10) и (4.11) в формулу (3.8) получено математическое описание технологии выемки угля из-под щита при переводе его через промежуточный штрек

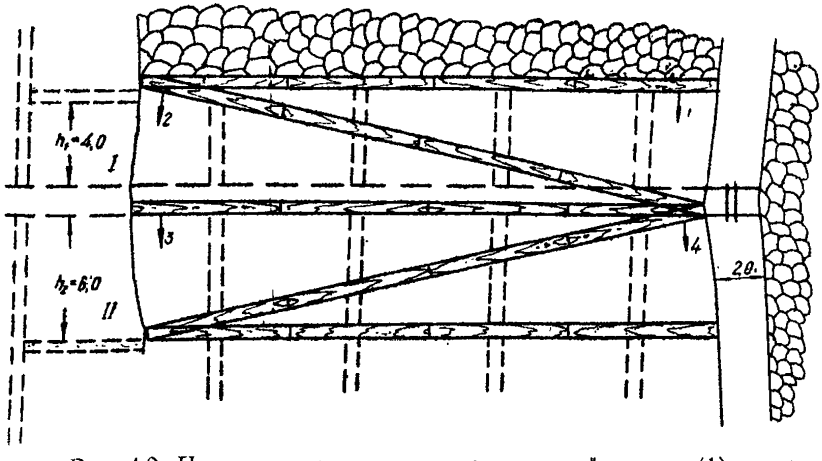

Рис. 4.2. Перевод щита через промежуточный штрек (I) и вывод щита в положение, соответствующее до перевода через промежуточный штрек (II)

$$A_{пр}=\frac{lЧ(T_{см}-t_{лп}-t_{п})N_{см}}{\frac{2l_{сек}Ч(t_{пз}+t_{гп})(k+1)}{\gamma r(l_{сек}mc-S_{б}-0{,}33S_{пр})}+l\sum_{i=1}^{n}t_i\,(1+k_0)[1+}\rightarrow$$

$$\rightarrow\frac{}{+(1-k_г)]+l_{сеч}t_з(Ч-1)+\frac{1}{2}l_{сеч}(Ч-2)(t_{об}+t_{род})},\qquad(4.12)$$

где $S_б$ — площадь сечения бункера в проходке, м²;

$S_{пр}$ — площадь сечения промежуточного штрека в проходке, м².

Длина ($l''_р$, м) участка пути перемещения щита в пространстве при переводе его через промежуточный штрек

$$l_{пр}=4+h_{пр},\qquad(4.13)$$

где $h_{пр}$ — высота промежуточного штрека, м ($h_{пр}=2$).

При переводе щита через промежуточный штрек (рис. 4.2) происходит смещение щита в сторону ходовой печи или на завал в зависимости от принятия за неподвижную ось торца щита с завальной или с ходовой печи. В этих условиях дальнейшее ведение щита

возможно только после вывода его в положение, соответствующее началу перевода через промежуточный штрек (рис. 4.2).

Шаг перемещения ($r_{выз}$, м) щита при выводе его в положение, соответствующее началу перевода через промежуточный штрек, равен [4]

$$r_{выд} = \frac{r}{2} . \qquad (4.14)$$

При подстановке значения (4.14) в формулу (3.8) получено математическое описание технологии выемки угля из-под щита при выводе его в положение, соответствующее началу перевода через промежуточный штрек,

$$A_{выч} = \frac{lЧ(T_{см} - t_{дн} - t_{п}) N_{см}}{\frac{2l_{сек} Ч (t_{дз} + t_{гп}) k}{r_i (l_{сек} mc - S_{уп})} + l \sum_{i=1}^{n} t (1+k_0)[1+(1-k_г)]} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{}{+ l_{сек} t_з (Ч-1) + \frac{1}{2} l_{сек} (Ч-2)(t_{об} + t_{раз})} \qquad (4.15)$$

Длина ($l_{выз}$) участка пути перемещения щита в пространстве равна 6 м.

В дальнейшем ведение щита до аккумулирующих бункеров, расположенных над основным штреком, производится в технологическом режиме «нормальные условия».

Перевод щита через аккумулирующие бункеры, расположенные над основным штреком, аналогичен его переводу через аккумулирующие бункеры, расположенные над промежуточным штреком, и суточная нагрузка определяется по формуле (4.8).

Последний этап отработки выемочного столба завершается выводом щитовой крепи на «огнивы» основного штрека.

Из-за отсутствия емкостей приема угля шаг перемещения щита равен 0,6 м и нагрузка на забой определяется

$$A_{\text{дор}}=\frac{lЧ(T_{\text{см}}-t_{\text{лн}}-t_{\text{п}})N_{\text{см}}}{\dfrac{l_{\text{сек}}\,Ч(t_{\text{пз}}+t_{\text{тп}})(k+1)}{0{,}6\,\gamma(l_{\text{сек}}mc-S_{\text{б}})}+l\sum_{i=1}^{n}t_i(1+k_0)[1+(1-k_{\text{т}})]+}\rightarrow$$

$$\rightarrow\frac{}{+\,l_{\text{сек}}(Ч-1)+\dfrac{1}{2}l_{\text{сек}}(Ч-2)(t_{\text{об}}+t_{\text{раз}})}\,. \qquad (4.16)$$

Длина ($l_{\text{дор}}$) участка пути перемещения щита в пространстве при доработке щита равна 4 м.

Таким образом, средний коэффициент работоспособности щитового забоя в контуре выемочного столба математически описывается

$$K_{\text{рс}}=\left[\frac{A_{\text{р}}m\sin\left(\dfrac{90-\alpha}{2}\right)}{A}+\frac{Al_{\text{н}}}{A}+\frac{A_{\text{ак·б}}(h_{\text{б}}-4)}{A}+\frac{6A_{\text{пр}}}{A}+\right.$$

$$\left.+\frac{6A_{\text{выв}}}{A}+\frac{Al_{\text{п}}}{A}+\frac{A_{\text{ак·б}}(h-4)}{A}+\frac{4A_{\text{дор}}}{A}\right]:L_{\text{ст}}. \qquad (4.17)$$

Суточная нагрузка на щитовые крепи на преобладающем пути движения ($l_{\text{п}}$) в «нормальных условиях» определяется по формулам (3.8), (3.28), (3.32).

5. ПРИМЕРЫ РАСЧЕТА СРЕДНЕСУТОЧНОЙ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ

5.1. Пример расчета среднесуточной нагрузки на очистной забой с арочной щитовой крепью

Входные параметры расчетной модели (3.20) технически возможной среднесуточной нагрузки

$T_{\text{см}}$, мин	360
$N_{\text{см}}$, смен	3
l, м	30
m, м	2,1
$l_{\text{сек}}$, м	6
$\sum_{i=1}^{n}t_i$, чел.-мин/т	$\dfrac{16{,}152-3{,}939m}{0{,}65+0{,}005\alpha}$

$t_з$, чел.-мин/т	$t_з = 0{,}055 + \frac{2{,}96}{m}$
Угол падения (α) пласта, град	70

После подстановки входных параметров в модель (3.20) и поэтапного выполнения решения задачи получим суточную нагрузку на очистной забой:

$$a = 2l(T_{см} - 20)N_{см} = 2 \cdot 30(360 - 20)\ 3 \frac{\text{чел.-мин/т}}{\text{ц, сут}} =$$

$$= 61200\ \frac{\text{чел.-мин/т}}{\text{ц, сут}};$$

$$c = 1{,}05l\sum_{i=1}^{n} t_i = 1{,}05 \cdot 30\ \frac{16{,}152 - 3{,}939 \cdot 2{,}1}{0{,}65 + 0{,}005 \cdot 70}\ \frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}} =$$

$$= 248{,}22\ \frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}};$$

$$b = \frac{25{,}06l + 132}{9{,}072m - 0{,}783} = \frac{25{,}06 \cdot 30 + 132}{9{,}072 \cdot 2{,}1 - 0{,}783}\ \frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}} =$$

$$= 48{,}38\ \frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}};$$

$$d = l_{сек}\ t_з = 6\left(0{,}055 + \frac{2{,}96}{2{,}1}\right)\frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}} = 8{,}79\ \frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}};$$

$$A_{сут} = \frac{a}{b + c + d} = \frac{61200}{48{,}38 + 248{,}22 + 8{,}79}\ \text{т/сут} \approx 200\ \text{т/сут}.$$

5.2. Пример расчета среднесуточной нагрузки на очистной забой с щитовой крепью на пластах мощностью 4,1—8 м

Входные параметры расчетной модели (3.22) технически возможной среднесуточной нагрузки:

$Ч$, чел.	3
l, м	30
$T_{см}$, мин	360
$N_{см}$, смен	3
m, м	6,5

Угол падения (α) пласта, град 80

$\sum_{i=1}^{n} t_i$, чел.-мин/т $\quad \sum_{i=1}^{n} t_i = \frac{9{,}7238 - 1{,}478m + 0{,}0903m^2}{0{,}65 + 0{,}005\alpha}$

$t_з$, мин/т $\quad t_з = 0{,}055 + \frac{2{,}96}{m}$

$t_{об}$, мин/т $\quad t_{об} = \frac{0{,}0374m^2 - 0{,}473m + 3{,}833}{0{,}65 + 0{,}005\alpha}$

$t_{раз}$, мин/т $\quad t_{раз} = \frac{0{,}234m + 1{,}176}{m(1{,}3 - 0{,}006\alpha)}$

После подстановки входных параметров в модель (3.22) и поэтапного решения задачи получим суточную нагрузку на очистной забой:

$$a = Чl(T_{см} - 20)N_{см} = 3 \cdot 30(360 - 20)\ 3 \frac{\text{чел.-мин/т}}{\text{ц, сут}} =$$

$$= 91800 \frac{\text{чел.-мин/т}}{\text{ц, сут}};$$

$b = 18l = 18 \cdot 30$ чел.-мин/ц $= 540$ чел.-мин/ц;

$c = 5{,}5lЧ = 5{,}5 \cdot 30 \cdot 3$ чел.-мин/ц $= 495$ чел.-мин/ц;

$d = 132Ч = 132 \cdot 3$ чел.-мин/ц $= 396$ чел.-мин/ц;

$$z = 2{,}208lЧ \sqrt[3]{\left(\frac{1{,}87m\alpha - 2{,}64\alpha + 393{,}4m - 554{,}4}{m\alpha}\right)^2} =$$

$$= 2{,}208 \cdot 30 \cdot 3 \sqrt[3]{\left(\frac{1{,}87 \cdot 6{,}5 \cdot 80 - 2{,}64 \cdot 80 + 393{,}4 \cdot 6{,}5 - 554{,}4}{6{,}5 \cdot 80}\right)^2}$$

$$\frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}} = 608{,}0 \text{ чел.-мин/ц};$$

$k = 14{,}482m - 0{,}566m^2 - 5{,}02 = 14{,}482 \cdot 6{,}5 - 0{,}566 \cdot 6{,}5^2 -$

$- 5{,}02$ т/секц. $= 65{,}20$ т/секц.;

$$l=\frac{b+c+d+z}{k}=\frac{540+495+396+608}{65{,}20}\ \text{чел.-мин / ц}=$$

$$=31{,}3\ \text{чел.-мин/ц};$$

$$m=1{,}05\sum_{i=1}^{n}t_i=1{,}05\cdot 30\ \frac{9{,}7238-1{,}478\cdot 6{,}5+0{,}0903\cdot 6{,}5^2}{0{,}065+0{,}005\cdot 80}$$

$$\frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}}=117{,}967\ \frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}}\ ;$$

$$n=l_{\text{сек}}\ t_{\text{з}}\,(Ч-1)=6\,(0{,}055+\frac{2{,}96}{6{,}5})\,(3-1)\ \frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}}=$$

$$=6{,}12\frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}}\ ;$$

$$p=\frac{1}{2}l_{\text{сек}}\,(Ч-2)\,(t_{\text{об}}+t_{\text{раз}})=\frac{1}{2}6\,(3-2)\ \times$$

$$\times\left[\frac{0{,}0374\cdot 6{,}5^2-0{,}473\cdot 6{,}5+3{,}833}{0{,}65+0{,}005\cdot 80}+\frac{0{,}234\cdot 6{,}5+1{,}176}{6{,}5\,(1{,}3-0{,}006\cdot 80)}\right]$$

$$\frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}}=8{,}20\ \frac{\text{чел.-мин}}{\text{ц}}\ ;$$

$$A_{\text{сут}}=\frac{a}{l+m+n+p}=\frac{91800}{31{,}3+117{,}967+6{,}12+8{,}20}\ \text{т/сут}=$$

$$=\approx 562\ \text{т/сут}.$$

5.3. Пример расчета среднесуточной нагрузки на очистной забой со щитовыми крепями типа КС

Входные параметры расчетной модели (3.34) технически возможной среднесуточной нагрузки:

l, м	30
m, м	6,5
$n_{\text{п}}$, печи	2
$T_{\text{см}}$, мин	360
$N_{\text{см}}$, смен	3

$Ч$, чел.	3
$t_з$, мин/т	$t_з = \frac{0{,}055m+2{,}96}{m}$
t'_1, чел-мин/т	$t'_1 = \frac{\alpha(2{,}204m+13{,}996)}{m(1{,}5344\alpha-26{,}5586)}$
t'_2, мин-уст/т	$t'_2 = \frac{\alpha(0{,}0262l-0{,}059m+0{,}224)}{1{,}5344\alpha-26{,}5586}$
$n_у$, уст.	1
Угол падения (α) пласта, град	50

После подстановки входных параметров в модель (3.34) и поэтапного решения задачи получим суточную нагрузку на очистной забой с щитовой крепью типа КС:

$$a=(1{,}179lm+0{,}077l-2{,}925n_п)(T_{см}-20)N_{см}=$$

$$=(1{,}179\cdot30\cdot6{,}5+0{,}077\cdot30-2{,}925\cdot2)(360-20)\,3\,\frac{\text{мин. т}}{\text{ц. сут.}}=$$

$$=230892{,}25 \text{ мин. т/ц, сут;}$$

$$b=\frac{1}{Ч}\left(3{,}8l+22Ч+2{,}32\frac{lЧ}{n_п-1}\right)=\frac{1}{3}\left(3{,}8\cdot30+22\cdot3+\right.$$

$$\left.+2{,}32\frac{30\cdot3}{2-1}\right)\text{мин/ц}=103 \text{ мин/ц;}$$

$$c=t_з\left(\frac{Ч-1}{Ч}\right)\left(7{,}0346m-2{,}4648\right)=\left(\frac{0{,}055\cdot6{,}5+2{,}96}{6{,}5}\right)\times$$

$$\times\left(\frac{3-1}{3}\right)(7{,}0346\cdot6{,}5-2{,}4648) \text{ мин/ц}=14{,}71 \text{ мин/ц;}$$

$$d=1{,}05(1{,}179lm+0{,}077l-2{,}925n_п)\left(\frac{t'_1}{Ч}+\frac{t'_2}{n_у}\right)=$$

$$=1{,}05(1{,}179\cdot30\cdot6{,}5+0{,}077\cdot30-2{,}925\cdot2)\times$$

$$\times\left[\frac{50(2{,}204\cdot6{,}5+13{,}996)}{6{,}5(1{,}5344\cdot50-26{,}5586)\cdot3}+\right.$$

$$+\frac{50(0{,}0262\cdot 30-0{,}06\cdot 6{,}5+0{,}224)}{(1{,}5344\cdot 50-26{,}5586)1}\Bigg]\text{ мин/ц}=490{,}82\text{ мин/ц};$$

$$A_{\text{сут}}=\frac{a}{b+c+d}=\frac{230892{,}25}{103+14{,}71+490{,}82}\text{ т/сут}\approx 379\text{ т/сут}.$$

5.4. Пример расчета среднесуточной нагрузки на очистной забой выемочного слоя КГП в варианте «подэтажи по простиранию»

Входные параметры расчетной модели (3.43) технически возможной среднесуточной нагрузки:

$Ч$, чел.	2
$T_{\text{см}}$, мин	420
$N_{\text{см}}$, смен	3
$\sum_{i=1}^{n} t_{\text{кгп}i}$, чел.-мин/т	4,143
$(t_{\text{пз}}+t_{\text{тп}})$, мин/т	0,9
$t_{\text{з}}$, мин/т	0,46

После подстановки входных параметров в модель (3.43) и поэтапного выполнения решений задачи получим суточную нагрузку на очистной забой:

$$a=Ч(T_{\text{см}}-20)N_{\text{см}}=2(420-20)\,3\ \frac{\text{чел.-мин}}{\text{сут}}=$$

$$=2400\frac{\text{чел.-мин}}{\text{сут}};$$

$$b=0{,}9Ч=0{,}9\cdot 2\text{ мин/т}=1{,}8\text{ мин/т};$$

$$c=1{,}05\sum_{i=1}^{n} t_{\text{кгп}i}=1{,}05\cdot 4{,}143\text{ мин/т}=4{,}35\text{ мин/т};$$

$$d=0{,}46(Ч-1)=0{,}46(2-1)\text{ мин/т}=0{,}46\text{ мин/т};$$

$$A=\frac{a}{b+c+d}=\frac{2400}{1{,}8+4{,}35+0{,}46}\text{ т/сут}=363\text{ т/сут}.$$

5.5. Пример расчета среднесуточной нагрузки на очистной забой системы разработки «длинные столбы по простиранию с обрушением кровли ДСО»

Входные параметры расчетной модели (3.53) технически возможной среднесуточной нагрузки с учетом управления кровлей:

S, м^2	300
$l_п$, м	30
m, м	2
$Ч$, чел.	3
$T_{см}$, мин	360
$N_м$, смен	3

$$\sum_{i=1}^{n} l, \ \frac{\text{чел.-мин}}{\text{т}} \qquad \sum_{i=1}^{n} t_i = \frac{104{,}624+1{,}325m^2 l_л}{} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{+1{,}103ml_л+10{,}228l_л+17{,}093m^2-47{,}793m}{1{,}05ml_л}$$

$t_{орг}$, чел.-мин/м	$t_{орг}=32{,}11m-6{,}63$
$t_{срт}$, чел.-мин/м	$t_{тр}=13{,}26-0{,}463m$
$t_{пос}$, чел.-мин/м^2	$t_{спос}=0{,}59+0{,}67m$
$t_з$, чел.-мин/т	$t_з=0{,}33$

После подстановки входных параметров в модель (3.53) и поэтапного выполнения решения задачи получим суточную нагрузку на очистной забой:

$$a=1{,}261Sl_л mЧ(T_{см}-20)N_{см}=1{,}261\cdot300\cdot30\cdot2\cdot3(360-20)3$$

$$\frac{\text{чел.-мин, т}}{\text{шаг пос., сут}}=69455880\frac{\text{чел.-мин, т}}{\text{шаг пос., сут}};$$

$$b=115{,}2SЧ=115{,}2\cdot300\cdot3\frac{\text{чел.-мин}}{\text{шаг пос.}}=103680\ \frac{\text{чел.-мин}}{\text{шаг пос.}};$$

$$c=1{,}462Sl_л m\sum_{i=1}^{n} t_i=1{,}462\cdot300\cdot30\cdot2\left(\frac{104{,}624+1{,}325\cdot2^2\cdot30}{1{,}05\cdot2\cdot30}+\right.$$

$$+\frac{1{,}103\cdot 2\cdot 30+10{,}228\cdot 30+17{,}093\cdot 2^2-47{,}793\cdot 2}{1{,}05\cdot 2\cdot 30}\Bigg)$$

$$\frac{\text{чел.-мин}}{\text{шаг пос.}}=254577{,}836\,\frac{\text{чел.-мин}}{\text{шаг пос.}}\ ;$$

$$d=l_{л}[\ l_{э}(t_{орг}+t_{стр})+St_{пэс}]=30[30(32{,}11\cdot 2-6{,}63+13{,}26-$$

$$-\ 0{,}463\cdot 2)+(0{,}59+0{,}67\cdot 2)]\,\frac{\text{чел.-мин}}{\text{шаг пос.}}=80301{,}6\,\frac{\text{чел.-мин}}{\text{шаг пос.}}\ ;$$

$$l=1{,}261S(Ч-1)l_{л}mt_{з}=1{,}261\cdot 300(3-1)\cdot 30\cdot 2\cdot 0{,}33=$$

$$=14980\,\frac{\text{чел.-мин}}{\text{шаг пос.}}\ ;$$

$$A_{упр}=\frac{a}{b+c+d}=\frac{69455880}{103680+254577{,}836+80301{,}6+14980}=$$

$$=153\ \text{т}|\text{сут.}$$

ЛИТЕРАТУРА

1. Определить оптимальные уровни концентрации горных работ «Отчет», тема 0501 420002, инв. № Б285653, КузНИУИ, рук. Голобоков В. Д., Прокопьевск, 1973, 151 с.
2. Рекомендации по снижению пожароопасности щитовых выемочных участков при разработке пластов угля, склонного к самовозгоранию. Кемерово, ВостНИИ, 1966, с. 5—11.
3. Руководство по прогнозу эндогенной пожароопасности выемочных полей шахт Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса Ленинск-Кузнецк, ВНИИГД Восточное отделение 1974, с. 3—8.
4. Мясников А. А. Проветривание горных выработок при различных системах разработки. М., Госгортехиздат, 1962.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ

расчета нагрузки на действующий очистной забой с буровзрывной выемкой угля из пластов крутого падения с обрушением и закладкой выработанного пространства

Ответственный за выпуск **Голобоков В. Д.**

Подписано к печати 24.10.78. ОП15471. Печ. л. 4,4. Заказ № 13694.

Тираж 300 экз. Цена 15 коп.

Прокопьевское полиграфическое производственное объединение Управления издательств, полиграфии и книжной торговли Кемеровского облисполкома

gost.e-ecolog.ru