

**ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ПО ВЫСШЕМУ ОБРАЗОВАНИЮ**

**МОСКОВСКАЯ ГОСУДАРСТВЕННАЯ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНАЯ
АКАДЕМИЯ ИМЕНИ СЕРГО ОРДЖОНИКИДЗЕ**

А.К.Порцевский

**ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА
УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Учебное пособие по курсу практических занятий
для студентов специальности 0902

**“Технология и комплексная механизация
подземной разработки месторождений полезных ископаемых”**

Москва - 1998 г.

Учебное пособие по курсу практических занятий подготовлено по материалам конкретных дипломных проектов, выполненных в Московском Горном Институте и МГРИ.

Определение газообильности шахты

В целом по шахте газообильность определяется из выражения:

$$q_{ш} = q_{оч} + q_{вп} + q_{выр} , \text{ м}^3/\text{т}$$

где $q_{оч}$ - газообильность очистного забоя, $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{вп}$ - газовыделения в выработанном пространстве, $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{выр}$ - газообильность подготовительных выработок, $\text{м}^3/\text{т}$.

Газообильность очистного забоя:

$$q_{оч} = q_{пл} * (1 - K_{дег.пл}) + K_{вп} * q_{вп} * (1 - K_{дег.вп}) , \text{ м}^3/\text{т}$$

где $q_{пл}$ - относительное газовыделение из массива угля:

$$\begin{aligned} q_{пл} &= m_{п} * K_{пл} * (X - X_0) / m_{в} = \\ &= 1.55 / 1.55 * 1.02 * (23 - 6) = 17.34 \text{ м}^3/\text{т} \end{aligned}$$

$m_{п}$ и $m_{в}$ - полная и вынимаемая мощность пласта, м;

$K_{пл}$ - коэффициент, учитывающий газовыделения из массива, прилегающего к оконтуривающим выработкам, $K_{пл} = 2.05-1.1$;

$(X - X_0)$ - природная и остаточная (после выдачи угля на поверхность) газоносность, для Донецкого бассейна равна $4-6 \text{ м}^3/\text{т}$;

$K_{дег.пл}$ - коэффициент, учитывающий эффективность дегазации разрабатываемого пласта с помощью подземных скважин, равен обычно $0.3-0.5$;

$K_{вп}$ - коэффициент увеличения газообильности очистного забоя за счет подсоса метана из выработанного пространства в лаву, равен 0.2 при прямоточной схеме проветривания;

$q_{вп}$ - газовыделения из выработанного пространства

$$q_{вп} = K_{ст} * (q_{пл} + q_{пор}) = 0.1 * (17.34 + 1.15 * 17.34) = 3.47 \text{ м}^3/\text{т}$$

$K_{ст}$ - коэффициент, учитывающий газовыделение из выработанного пространства, обычно $0.1-0.15$;

$q_{пор}$ - газовыделение из боковых пород, обычно $q_{пор} = 1.15 * q_{пл}$;

$K_{дег.вп}$ - коэффициент, учитывающий искусственную дегазацию выработанного пространства, обычно $0.1-0.6$;

$q_{выр}$ - газообильность подготовительных выработок как результат газовыделения из бортов, кровли и почвы выработки

$$m_{в} * \gamma * r_{в} * \alpha$$

$$q_{\text{вп}} = q_{\text{пл}} * \frac{\alpha}{A * 2700}$$

$r_{\text{в}}$ - скорость проведения выработки, обычно 5 м/сутки;

A - суточная добыча шахты (крыла, блока), в общую исходящую струю которой поступает воздух из подготовительных выработок, пусть равна 2500 т/сут;

α - коэффициент, учитывающий время проведения выработки

$$\alpha = 1 - 0.5^t$$

t - время проходки в месяцах, пусть равно 10 месяцам.

Тогда $q_{\text{вп}} = 17.34 * 1.55 * 1.41 * 5 * 0.9 / (2500 * 2700) = 2.53 * 10^{-5} \text{ м}^3/\text{т}$

$q_{\text{оч}} = 17.34 * (1 - 0.5) + 0.2 * 4 * (1 - 0.5) = 9.07 \text{ м}^3/\text{т}$

Газобильность шахты в целом равна

$$9.07 + 3.47 + 2.53 * 10^{-5} = 12.5 \text{ м}^3/\text{т}$$

Производительность и срок службы шахты

Технические границы шахтного поля по простиранию и по падению принимаются, исходя из задания проекта. Балансовые запасы шахтного поля (S , м^2) определяются, исходя из площади этого поля.

Определяем суммарную производительность пластов:

$$\Sigma P = P_1 + P_2 + P_3 \dots = \gamma * \Sigma h,$$

где γ - объемная масса угля, равна обычно $1.4 \text{ т}/\text{м}^3$;

h - мощность пласта, м.

Определяем балансовые запасы

$$Z_6 = \Sigma P * S, \quad \text{т}$$

Определяем промышленные запасы

$$Z_{\text{пр}} = Z_6 * C, \quad \text{т}$$

где C - коэффициент извлечения угля, обычно равен 0.9.

Производственная мощность шахты принимается, например, равной $A_{\text{сут}} = 5000 \text{ т}/\text{сут}$.

Тогда срок службы шахты

$$T = Z_{\text{пр}} / (A_{\text{сут}} * N_p), \quad \text{лет}$$

где N_p - число рабочих дней в году, обычно 300.

Полный срок службы шахты с учетом освоения производственной мощности составит $(T + 3.5)$ года.

Расчет производственной мощности производится по пропускной способности отдельных технологических звеньев, производим по формуле А.С.Малкина:

$$A_{\text{шг}} = (k_{\text{пп}} + k_{\text{ноз}}) * \sqrt{Z_{\text{пром}} * \frac{m_{\text{пл.о.р.}}}{m_{\text{сум}}} * k_{\text{гп}}}, \quad \text{тыс. т}$$

где $k_{пп}$ - коэффициент, учитывающий влияние числа угольных пластов ппл в шахтном поле и принятии к одновременной разработке пплор;

$$k_{пп} = \frac{n_{плор} + \sqrt{n_{пл} - n_{плор}}}{\sqrt{n_{по}}}$$

$k_{ноз}$ - коэффициент, учитывающий влияние нагрузки на очистной забой;

$$k_{ноз} = (\psi_v \cdot Z_{пром})^{1/2};$$

ψ_v - учитывающий влияние физико-технических и технологических свойств пород кровли и почвы угольных пластов на интенсивность ведения горных работ; $\psi_v = 0,0019$.

$m_{ср.} = 1,3$ - средняя мощность угольных пластов, м;

m_i - мощность i -того пласта, принятого к разработке, для которого рассчитана нагрузка на очистной забой, м;

$m_{пл.о.р}$ - мощность пластов, принятых к одновременной разработке, м;

Σm_i - суммарная мощность всех угольных пластов, м;

$k_{гп}$ - коэффициент, учитывающий влияние глубины разработки и угла залегания пластов:

$$k_{гп} = 1 + H_{вг} / H_{нг};$$

$H_{вг}$ и $H_{нг}$ - глубина соответственно нижней и верхней границ шахтного поля, м;

$$k_{ноз} = (0,0019 \cdot 31360)^{1/2} = 7,54 ;$$

$$k_{гп} = 1 + H_{вг} / H_{нг} = 1 + 800/1200 = 1,50$$

$$A_{шг} = (1 + 7,54) \cdot (31360 \cdot 1 \cdot 1,5)^{1/2} = 1850 \text{ тыс. т}$$

Определим срок существования шахты:

$$T_{ш} = (B_{п} \cdot K_{п}) / [A_{шг}(1 - p)] = 25 \text{ лет}$$

Вскрытие и подготовка шахтного поля

1. Сравнение вариантов при выборе способа вскрытия

В общем виде задача выбора оптимального варианта вскрытия шахтного поля решается на основе технико-экономического сравнения конкурентоспособных вариантов с учетом горно-геологических условий (угла падения, мощности, устойчивости руды, пород и т.п.), затрат на капитальное строительство и эксплуатацию вскрывающих выработок...

В современном технико-экономическом сравнении любых вариантов используются показатели эффективности инвестиционных проектов: чистый дисконтированный доход NPV , индекс доходности PI и срок окупаемости инвестиций $t_{ок}$.

Для выполнения простейших практических расчетов в случае, когда годовые объемы добычи и себестоимости руды стабильны в период эксплуатации и сроки строительства по вариантам мало отличаются друг от друга, а капитальные вложения на поддержание эксплуатации рудника близки по величине отчислениям на реновацию, можно использовать формулу расчета приведенных затрат:

$$Z_y = C + E_n * K \rightarrow \min, \text{ в твердой валюте, например, } \$ / \text{ т}$$

где C - полная себестоимость добычи, $\$/\text{т}$;

$E_n=0.15$ - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, соответствующий нормативному сроку окупаемости капитальных затрат (около 7 лет);

K - суммарные дисконтированные удельные капитальные вложения на строительство рудника, $\$/\text{т}$.

Капитальные затраты подсчитываются на:

- 1) проведение вскрывающих выработок (стволов, штолен, квершлагов, околоствольных дворов, капитальных рудоспусков и капитальных восстающих).
- 2) оборудование поверхности шахты (копры, эстакады, бункеры, подъездные пути...);
- 3) установку горного и электромеханического оборудования.

Затраты на проведение выработок подсчитывается по имеющейся калькуляции себестоимости проходки 1 пм или 1 м³ выработки или принимаются по ЕРЕР-40 или по работе.

Условно затраты на оборудование поверхности (по Л.А.Шелесту, Иркутский политехнический институт, 1977):

$$Z = 6.6 + 1.8 * A_r, \text{ млн. } \$$$

где A_r - производительность рудника в млн. т/год

Условно затраты на установку оборудования (по Л.А.Шелесту, ИПИ, 1977):

$$Z = 1.3 + A_r, \text{ млн. } \$$$

Эксплуатационные расходы подсчитываются на следующие виды работ:

- 1) ремонт и поддержание выработок;
- 2) откатку руды по квершлагам, штольням;
- 3) подъем руды по стволам;
- 4) водоотлив и вентиляцию;
- 5) наземный транспорт руды от рудника до обогатительной фабрики.

При определении капитальных вложений необходимо учитывать не только первоначальные капитальные вложения на строительство шахты (или нового очистного горизонта) для достижения проектной мощности, но также и капитальные вложения будущих лет, т.е. дополнительные капвложения, осуществляемые в процессе эксплуатации шахты для поддержания проектной мощности шахты на определенном уровне (затраты на углубку стволов, на удлинение трасс внутришахтного транспорта ...)

Сравниваемые варианты могут отличаться не только по величине капитальных затрат, но и по времени их вложения. В этом случае капвложения должны быть приведены (дисконтированы) к затратам настоящего времени, обычно затраты приводятся к началу строительства, тогда все затраты будут затратами будущих лет.

Дисконтирование - процедура приведения к базисному (обычно к началу строительства) моменту времени затрат, результатов и эффектов, возникающих в будущем, за счет умножения затрат, результатов и эффектов на коэффициент дисконтирования, равный

$$\beta_t = 1 / (1+E)^t ,$$

где t - номер шага расчета, годы (или кварталы) после начала строительства;

E - норма дисконта, принимается равной приемлемому для инвестора уровню дохода на его капитал, например, 10% . т.е. $E=0.1$.

Шаг расчета в курсовых и дипломных проектах принимается равным кварталу, т.е. трем месяцам (с такой периодичностью фирма обязана составлять финансовый отчет).

Если же норма дисконта E сама меняется во времени и на t -м шаге расчета равна E_t , то коэффициенты дисконтирования равны:

$$\beta_0 = 1 \quad \text{и} \quad \beta_t = 1 / (1+E_t)^t .$$

Процедура дисконтирования численно отражает падающую со временем сравнительную значимость для нас затрат и эффектов, возникающих в отдаленном будущем (т.е. деньги сегодня для фирмы важнее, чем деньги потом).

2. Оценка эффективности инвестиций

Все работы по оценке эффективности любых инвестиционных проектов в настоящее время осуществляют согласно “Методическим рекомендациям по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования”, утвержденные Госстроем, Минэкономки, Минфином и Госкомпромом РФ 31.03.94., для этого необходимо рассчитать **показатели эффективности инвестиционных проектов**.

2.1. Чистый дисконтированный доход (ЧДД - синоним интегральному эффекту NPV):

$$\text{ЧДД} = \text{NPV} = (R_t - Z_t) * \beta_t ,$$

где R_t - результаты, получаемые на t -м шаге расчетов, в твердой валюте, например, \$;

Z_t - затраты, осуществляемые на том же шаге, \$.

Чем выше ЧДД, тем выше эффективность проекта, при отрицательном ЧДД проект признают убыточным.

Под затратами Z_t понимают как капитальные вложения K_t , осуществляемые в этом году, квартале, так и текущие, эксплуатационные издержки I_t данного периода. А под текущими издержками I_t подразумевают себестоимость выпуска готовой продукции C_t за вычетом амортизационных отчислений A_t (амортизационные отчисления служат источником накопления денежных средств на специальном банковском счету, не облагаемом никакими налогами, который может расходоваться только на замену устаревших объектов основного фонда предприятия на новые, норма амортизации на горном предприятии рассчитывается обычно в виде потонной ставки - фиксированных отчислений с тонны добытой руды):

$$I_t = C_t - A_t \quad \text{и} \quad Z_t = K_t + I_t , \quad \$.$$

Себестоимость C_t (полные эксплуатационные затраты) включает в себя все затраты, связанные с выпуском и реализацией продукции предприятия и не включает лишь инвестиционные расходы.

Элементы затрат:

А. Затраты материальных ресурсов:

- на сырье (полуфабрикат, на руднике сырья нет), основные материалы (основа выпускаемой продукции, как глина для кувшина, на руднике этих материалов нет) и вспомогательные материалы (ВВ, буровой инструмент и т.п.);

- на услуги производственного характера (оплата труда подрядчиков и посредников).

Б. Затраты на топливо, поступающее извне (уголь, мазут в котельной калорифера для обогрева воздуха в шахте).

В. Энергетические затраты на электроэнергию, поступающую извне (только для производственных нужд).

Г. Оплата труда работников (зарплата, премии, вознаграждения).

Д. Отчисления на социальные нужды (отчисления на страхование, в пенсионный фонд и фонд занятости).

Е. Прочие денежные расходы (условно включаем все налоги, включая НДС, платежи за непроизводственное хозяйство, оплата командировок, услуг связи, банков, арендная плата, представительские расходы и т.д.).

Рентабельность продукции по отношению к полной себестоимости рассчитывается по формуле:

$$r = \Pi_t / C_t ,$$

где Π_t - прибыль предприятия, определяемая как разница $(R_t - C_t)$, \$.

В горнорудной промышленности рентабельность $r = 15\%$ считается хорошей рентабельностью (с учетом налога на прибыль $r = 18-20\%$).

Результаты R_t , получаемые в t -м году осуществления проекта, рассчитывают в виде годовой выручки, получаемой в этом году от реализации продукции Q_t по ожидаемым ценам Π_t , кроме того в состав выручки, получаемой от реализации проекта, может входить также выручка $\Phi_{в.т}$ от рыночной реализации высвобождаемых технических устройств, зданий, сооружений и т.п.:

$$R_t = \Pi_t * Q_t + \Phi_{в.т} , \$.$$

Зная результаты R_t и планируемую рентабельность продукции (r), например, в 15%, можно ориентировочно получить полную себестоимость C_t :

$$C_t = R_t / (r + 1) = (\Pi_t * Q_t + \Phi_{в.т}) / (r + 1) , \$.$$

Окончательно чистый дисконтированный доход определяем по формуле:

$$\begin{aligned} \text{ЧДД} = NPV &= [(\Pi_t * Q_t + \Phi_{в.т}) - (K_t + C_t - A_t)] * \beta_t = \\ &= [r * (\Pi_t * Q_t + \Phi_{в.т}) / (r + 1) + A_t - K_t] * \beta_t , \$ \end{aligned}$$

Расчеты ЧДД удобнее всего осуществлять в табличной форме.

Таблица (пример)

Порядковый номер года t (квартала)	Капитальные затраты K_t , \$	Рентабельность продукции r	Амортизационные отчисления A_t , \$	Реализуемая продукция $\Pi_t * Q_t$, \$	Остаточная стоимость фондов $\Phi_{в.т}$, \$	Коэффициент дисконтирования β_t	ЧДД (NPV), \$
0	5	-	-	-	-	1	- 5
1	1	0.15	0.8	4.4	-	0.93	+0.35
2	0.5	0.15	0.8	9.8	0.2	0.86	+1.38
Всего:	6.5		1.6	14.2	0.2		-3.27

2.2. Индекс доходности (ИД - синоним индекс прибыльности PI) - отношение суммы приведенных эффектов к величине капиталовложений:

$$PI = ИД = \frac{1}{K} * \sum (R_t - Z_t) * \frac{1}{(1 + E_t)^t} , \$$$

где K_t - капиталовложения, \$;

Z_t - полные затраты по себестоимости на t -м шаге расчетов (не входят капиталовложения), \$.

Проект считается эффективным в случае, если ИД больше единицы.

2.3. Внутренняя норма доходности (ВНД - синоним внутренняя норма прибыли IRR) - та норма дисконта E , при которой величина приведенных эффектов равна приведенным капиталовложениям, т.е. та норму, при которой осуществление проекта приносит возврат осуществленных инвестиций точно к концу расчетного периода. Если эта норма выше процентной ставки кредита, то кредит выгодно брать. Расчет очень сложен и в курсовых, дипломных проектах производить его не следует.

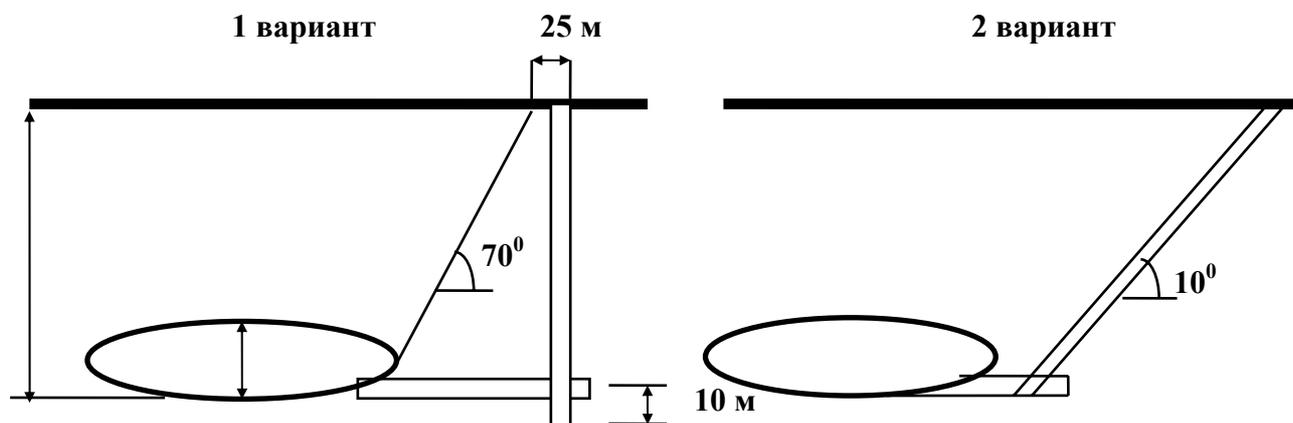
2.4. Срок окупаемости представляет собой длительность периода, в течение которого первоначальные вложения и другие затраты, связанные с осуществлением проекта, покрываются суммарным денежным эффектом, приносимым проектом, т.е. когда сумма чистых доходов будет равна сумме инвестиций:

$$t = \frac{\ln \left[1 - \frac{E_t}{r} * (1 - (1+r)^{-t}) \right]}{\ln(1 + E_t)}, \text{ ГОДЫ.}$$

Внутренняя ставка доходности r (рентабельность продукции), должна быть больше величины E_t , иначе инвестиции убыточны.

Пример. Выбор способа вскрытия

Определить способ вскрытия при следующих условиях:



Мощность залежи $M=20$ м, длина по простиранию 600 м, длина вквост простирания 400 м. Угол падения 3° , глубина разработки $H=320$ м, плотность руды $\gamma=3$ т/м³. Коэффициент крепости породы 10, коэффициент извлечения руды $K_{из}=0.95$. Коэффициент разубоживания $P=0.1$. Угол сдвижения налегающих пород 70 град. Годовая производственная мощность рудника $A_r=0.5$ млн.т/год. Примерная рыночная стоимость добываемого металла (олово) $\Pi=10$ \$/кг, среднее содержание в добытой руде $\alpha=3\%$.

Решение.

Для вскрытия месторождения могут быть применены следующие варианты:

- вскрытие вертикальным стволом;
- вскрытие наклонным стволом с транспортированием руды самоходным оборудованием;
- вскрытие наклонным стволом с конвейерным транспортом;
- вскрытие наклонным стволом со скиповым транспортом;

При заданной годовой производительности применения скипа и конвейера на наклонном стволе нецелесообразно, поэтому для технико-экономического сравнения вариантов оставляем два первых варианта. При их сравнении затраты на проведение и эксплуатацию вспомогательных стволов, на водоотлив, вентиляцию не учитываем, т.к. они одинаковые для обоих вариантов.

Балансовые запасы руды:

$$B = L * V * m * \gamma = 600 * 400 * 20 * 3 = 14.4 \text{ млн. т}$$

Количество добытой руды:

$$D = B * \frac{1-P}{1-R} = B * \frac{K_{из}}{1-R} = 14.4 * \frac{0.95}{0.9} = 15.2 \text{ млн. т}$$

Продолжительность отработки месторождения:

$$t = 15.2 / 0.5 = 30 \text{ лет}$$

Количество добываемого металла:

$$M = \alpha * D / t = 0.03 * 15.2 / 30 = 0.0152 \text{ млн. т/год} = 3800 \text{ т/квартал}$$

Расчет капитальных затрат по сравниваемым вариантам

Поперечные сечения вскрывающих выработок и объемы околоствольных дворов принимаем типовыми в соответствии с годовой производственной мощностью рудника, назначением выработок и принятым способом транспортировки (см. таблицы).

Длина квершлага для 1 варианта:

$$L = 25 + 320 / \text{tg } 70 = 188 \text{ м}$$

Таблица

Выработка	Объем, м ³	Удельная себестоимость проведения, \$/м ³	Затраты на проведение, К _t , тыс. \$	Сроки строительства (проходки), t, мес.
1 вариант				
Вертик.ствол S=25.5 м ²	8415	65 (без крепи)	547.0	0-11
Околоствольный двор	1400	45	63.0	12-14
Квершлаг S=12 м ²	2256	30	67.7	15-17
Итого:			677.7	
2 вариант				
Наклонный ствол S=20 м ²	36860	40	1474.4	0-62
Околоствольный двор	450	45	20.25	38
Итого:			1485.45	

Продолжительность строительства:

а) по 1 варианту

- вертикального ствола T = 11 мес. (скорость 30 м/мес);

- околоствольного двора T = 3 мес. (скорость 500 м³/мес);

- квершлага $T = 2$ мес. (скорость 100 м/мес);
- б) по 2 варианту
- наклонного ствола $T = 62$ мес. (скорость 30 м/мес);
- околоствольного двора $T = 1$ мес. (скорость $500 \text{ м}^3/\text{мес}$).

Затраты на оборудование поверхности не одинаковы для вариантов (по 2 варианту вдвое дешевле), срок внесения инвестиций - после окончания проходки ствола:

$$Z_1 = 6.6 + 1.8 * A_r = 6.6 + 1.8 * 0.5 = 7.5 \text{ млн. \$}$$

$$Z_2 = 0.5 * Z_1 = 3750 \text{ тыс. \$}$$

Затраты на установку клетового оборудования по 1 варианту равны:

$$Z = 1.3 + A_r = 1.3 + 0.5 = 1.8 \text{ млн. \$}$$

Стоимость оборудования для второго варианта (подъем автосамосвалами) подсчитаем отдельно.

Число автосамосвалов МоАЗ (каждый грузоподъемностью 22 т и ценой 55 тыс.\$) для транспортирования руды по подземным выработкам:

$$N_a = \frac{A_r * K_{нер} * K_{ин}}{3 * 300 * A_{см}}$$

где $K_{нер} = 1.15$ - коэффициент неравномерности работы автосамосвалов;

$K_{ин} = 1.2$ - коэффициент инвентаризации (запаса);

3 - число рабочих смен в сутках;

300 - число рабочих дней в году;

$A_{см}$ - сменная производительность автосамосвалов:

$$A_{см} = \frac{L_{см} * Q_a}{2 * L_{тр}}$$

$L_{см}$ - сменный пробег автосамосвала (из практики $L_{см} = 60$ км);

$Q_a = 22$ т - грузоподъемность автосамосвала МоАЗ;

$L_{тр}$ - длина транспортирования, км:

$$L_{тр} = H / \sin 10 = 320 / \sin 10 = 1.85 \text{ км.}$$

Отсюда:

$$A_{см} = 60 * 22 / (2 * 1.85) = 356.7 \text{ т}$$

Тогда

$$N_a = 500\,000 * 1.15 * 1.2 / (3 * 300 * 356.7) = 2.2 \text{ шт.}$$

Принимаем $N_a = 3$ шт.

На капитальный ремонт автосамосвалов предусматриваем ежегодно 25% их стоимости ($0.25 * 3 * 55 = 41.25$ тыс. \$), ещё 25% стоимости - ежегодно отчисляем в амортизационный фонд.

Итак затраты на оборудование:

1 вариант $Z = 1800$ тыс.\$. Срок оплаты - 20-й месяц после начала строительства.

2 вариант $Z = 3 * 55 = 165$ тыс.\$. Срок оплаты - 63-й месяц.

Производим расчеты чистого дисконтированного дохода (ЧДД или NPV) с момента начала строительства на первые 10 лет по формуле:

$$\text{ЧДД} = \text{NPV} = [r * (\Pi_t * Q_t + \Phi_{в.т}) / (r + 1) + A_t - K_t] * \beta_t, \quad \$$$

где r - планируемая рентабельность по полной себестоимости, принимаем 15%, т.е. $r = 0.15$;

β_t - коэффициент дисконтирования равен:

$$\beta_t = 1 / (1+E)^{t/4} ,$$

t - номер шага расчета, кварталы после начала строительства;

E - норма дисконта, принимается равной приемлемому для инвестора уровню дохода на его капитал, например, 10% . т.е. $E=0.1$.

$\Phi_{в,t}$ - выручка от рыночной реализации высвобождаемых технических устройств, зданий, сооружений и т.п., в период строительства и начала эксплуатации рудника равна нулю;

A_t - амортизационные отчисления (притоки) с тонны добытой горной массы, например, равна 2.5 \$/т (обычно составляет 70-150 \$ с 1 т балансовых запасов), для второго варианта добавляем затраты на амортизацию автосамосвалов $0.25*3*55/4=10.3$ тыс.\$/квартал;

Q_t - объем добытой рудной массы в рассчитываемый период времени (квартал), будем приближенно считать по эксплуатационной годовой производственной мощности рудника (A_r):

$$Q_t = A_r / 4 = 500 / 4 = 125 \text{ тыс.т горной массы/квартал} = \\ = 09*125 = 112.5 \text{ тыс.т рудной массы/квартал} = 112500 * 0.03 = 3375 \text{ т} \\ \text{металла/квартал}$$

В первые два года эксплуатации рудник работает не на полную свою мощность, а на 60-80%.

Таблица

№ квар- тала t (месяцы)	Капитальные затраты K_t , тыс. \$	Притоки от выручки $\Phi * Q_t$, тыс.\$	Амортизацион- ные притоки A_t , тыс.\$	Коэффициент дисконтиро- вания β_t	ЧДД, тыс. \$
1 вариант					
0 (1-3)	149.2	-	-	1	-149.2
1 (4-6)	149.2	-	-	0.98	-146.2
2 (7-9)	149.2	-	-	0.95	-141.7
3 (10-12)	99.4+21+7500	-	-	0.93	-7087.0
4 (13-15)	42+33.9	-	-	0.91	-69.1
5 (16-18)	33.9+1800	-	-	0.89	-1632.2
6 (19-21)	-	0.6*33750	-	0.87	+17617.5
7 (22-24)	-	0.6*33750	2.5*0.6*125	0.85	+17371.9
3-й год	-	0.8*4*33750	2.5*0.8*125	0.75	+81187.5
4-й год	-	4*33750=135000	2.5*4*125	0.68	+92650.0
5-й год	-	135000	1250	0.62	+84475.0
6-й год	-	135000	1250	0.56	+76300.0
7-й год	-	135000	1250	0.51	+69487.5
8-й год	-	135000	1250	0.47	+64037.5
9-й год	-	135000	1250	0.42	+57225.0
10-й год	-	135000	1250	0.39	+53137.5
Всего:	9977.8	1093500	9187.5		+604264
2 вариант					
1-й год (0-12 мес)	30м*20м ² *40\$* *12мес=288 тыс.\$	-	-	1	-288.0
2-й(13-24)	288	-	-	0.83	-239.0
3-й(25-36)	288	-	-	0.75	-216.0
4-й(37-48)	288	-	-	0.68	-195.8

5-й(49-60)	288	-	-	0.62	-178.6
21 квартал (61-64 мес)	1474.4- -5*288+3750+165	-	-	0.60	-2369.7
22-24 кварт	-	3*0.6*33750	3*2.5*0.6*125+ +3*10.3	0.55	+33738.9
7-й год	4*10.3=41.2	0.8*4*33750	2.5*0.8*4*125+ +4*10.3	0.51	+55590.0
8-й год	41.2	4*33750=135000	2.5*4*125+ +4*10.3=1291.2	0.47	+64037.5
9-й год	41.2	135000	1291.2	0.42	+57225.0
10-й год	41.2	135000	1291.2	0.39	53137.5
Всего:	5554.2	573750	5518.5		+260241.8

Эксплуатационные затраты (затраты по полной себестоимости) отдельно рассчитывать не надо, т.к. они в неявной форме уже ранее нами учтены через рентабельность продукции.

Как видно из таблицы, хотя по 1 варианту капитальные затраты на оснащение оборудованием вертикального ствола почти вдвое больше затрат по второму варианту, но рудник раньше начнет продавать готовую продукцию, поэтому через 10 лет после начала строительства первый вариант вскрытия оказывается более эффективным по чистому дисконтированному доходу.

Если результаты расчетов по чистому дисконтированному доходу по вариантам отличаются друг от друга менее, чем на 10 %, то экономическое сравнение вариантов необходимо продолжать, учитывая эксплуатационные затраты, индекс доходности (**PI**) и срок окупаемости инвестиций (**t_{ок}**).

3. Выбор варианта вскрытия для конкретного угольного месторождения

Учитывая горно-геологические условия залегания свиты угольных пластов, для конкретного месторождения могут быть применены следующие варианты вскрытия и подготовки.

Вариант 1. Вскрытие месторождения осуществляется двумя центрально-сдвоенными стволами и капитальными квершлагами и штреками, разделяющими шахтное поле на две равные части - бремсберговую и уклонную, с размером по падению около 1500 м. Околоствольный двор располагают на глубине 490 м, схема подготовки пластов - панельная.

Вариант 2. Вскрытие месторождения осуществляется двумя центрально-сдвоенными стволами и по-горизонтными квершлагами. Стволы первоначально проводятся до глубины 340 м, здесь сооружается околоствольный двор и проводятся квершлаг и штреки 1 горизонта. Далее, по мере отработки 1 горизонта, стволы углубляются до 590 м, где сооружается второй околоствольный двор и проводятся квершлаг 2 горизонта. Схема подготовки - панельная.

В обоих вариантах для проветривания бремсбергового поля проводятся шурфы. Прежде чем производить экономическое сравнение вариантов, необходимо определить следующее:

1) порядок отработки пластов - принимаем нисходящий, в одновременной работе находится один пласт, например, на момент освоения шахтной проектной мощности в работе находится пласт № 1 мощностью 2 м;

2) количество очистных забоев, находящихся в одновременной работе. принимаем 4 для обоих вариантов;

3) нагрузка на очистной забой рассчитывается в соответствующем разделе проекта;

4) длина лавы соответствует длине угледобывающего пласта;

5) число ярусов в выемочной ступени: в 1 варианте 10, во втором - 6;

6) длина выемочного столба без целика у бремсберга 1500 м;

7) промышленные запасы выемочного столба принимаем 600 тыс. т;

8) срок службы одного выемочного столба принимаем 2 года;

9) срок службы горизонта: в 1 варианте 60 лет, во втором варианте 1 горизонт - 20 лет, 2 горизонт - 40 лет;

10) система разработки – сплошная (см. раздел выбор системы разработки), длинными столбами по простиранию;

11) размеры выработок следующие:

а) главный ствол:

1 вариант - 490 м;

2 вариант - 1 горизонт - 340 м; 2 горизонт - 250 м;

б) вспомогательный ствол:

1 вариант - 490 м;

2 вариант - 1 горизонт - 340 м; 2 горизонт - 250 м;

в) капитальный квершлаг:

1 вариант - 350 м;

2 вариант - 1 горизонт - 520 м; 2 горизонт - 550 м;

г) главный штрек - 1500 м;

д) бремсберг: 1 вариант - 1450 м; 2 вариант - 950 м;

е) ходки: 1 вариант - 1500 м; 2 вариант - 1000 м;

ж) ярусные штошки 1500 м;

з) монтажные камеры - 100 м;

и) шурфы - 50 м;

к) околоствольные дворы - объем 23500 м³.

Так как количество выемочных столбов и их характеристика для обоих вариантов одинаковы, то затраты на проведение, поддержание и транспорт эксплуатационных выработок можно не учитывать. При экономическом сравнении вариантов будем учитывать только различающиеся расходы. Капитальные затраты по шурфам, ярусным штошкам по вариантам одинаковы, поэтому их учитывать тоже не будем. При выборе оптимального варианта вскрытия используем критерий суммарных удельных приведенных затрат (\$/т). Удельные суммарные приведенные затраты по варианту вскрытия определяют по формуле:

$$a = E_n * (K_n + K_6) / A + (K_n + K_6 + Э) / B \longrightarrow \min$$

где $E_n = 0.01$ - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;

A - годовая производительность шахты, тыс. т;

B - балансовые запасы месторождения, тыс. т;

K_n - первоначальные капитальные затраты, тыс. \$;

K_6 - затраты, которые будут производиться через "Т" лет после сдачи шахты в эксплуатацию, тыс. \$;

Σ - сумма всех эксплуатационных расходов за период отработки месторождения, тыс. \$.

Приведенные капитальные затраты в период строительства шахты равны:

$$K_{пр_п} = K_{п} * (1 + E_{нп})^{0.5 * t}$$

где $E_{нп} = 0.08$ - нормативный коэффициент приведения разновременных капитальных затрат;

t - продолжительность строительства шахты, 1 вариант 5 лет, 2 вариант - 4 года.

Приведенные капитальные затраты будущих лет (после завершения строительства) равны:

$$K_{пр_б} = K_{б} / (1 + E_{нп})^{\tau}$$

где τ - период приведения капитальных затрат, годы.

Определяем капитальные затраты по сравниваемым вариантам. Расчет капитальных затрат приведен в таблице 1. Расчет эксплуатационных затрат приведен в таблице 2. Для расчетов принимаем следующие обозначения:

$K_{под_с}$ - затраты на поддержание стволов, тыс. \$;

$K_{под_к}$ - затраты на поддержание квершлагов, тыс. \$;

$K_{под_б}$ - затраты на поддержание бремсбергов и ходков, тыс. \$;

$K_{под_ш}$ - затраты на поддержание штреков, тыс. \$;

$K_{под_у}$ - затраты на поддержание уклонов и ходков, тыс. \$;

t_3 - продолжительность периода поддержания выработок, годы.

Общие затраты по вариантам вскрытия приведены ниже:

Приведенные капитальные затраты, \$	Вариант 1	Вариант 2
Первоначальные	1411168	1040395
В период эксплуатации	271687	622565
эксплуатационные затраты	2299200	3616200
Удельные суммарные приведенные затраты	25.50	32.03

Вывод: Из расчетов видно, что наименьшие удельные приведенные затраты имеет первый вариант. Первоначальные капитальные и учитываемые эксплуатационные затраты у второго варианта ниже, чем у первого. Капитальные затраты будущих лет у второго варианта значительно выше оттого, что в этом варианте мы вводим в эксплуатацию на 1 год раньше, чем у первого, но приведенные затраты у 2 варианта выше на 12%, чем у 1 варианта. Поэтому мы выбираем окончательно 1 вариант вскрытия и подготовки.

Выбор системы по горно-геологическим и горнотехническим факторам

При выборе системы разработки учитывают: форму и характер контактов рудных тел, минеральный состав вмещающих пород, наличие дешевых материалов и некоторые другие факторы, зависящие также от экономико-географического положения месторождения. В зависимости от перечисленных факторов составляют таблицу выбора

систем разработки для данных горно-геологических и горнотехнических факторов рассматриваемого угольного месторождения. Эти данные приведены в таблице.

Таблица

Выбор системы разработки

Наименование фактора	Характеристика фактора	Возможные системы разработки
Форма пласта	Простая	А. 1,2,3; Б. 1,2,3
Мощность пласта	1,3.	А. 1,2.
Характер контакта между пластом и вмещающими породами, а также включениями пустых пород	Четкий контакт	А. Б. В.
Угол падения пласта, град.	8 ⁰	А. Б. В.
Нарушения залегания пласта (изменение угла падения, направления, простирания, мощности, наличие сдвигов и сбросов)	Сбросы незначительные	А. Б. В.
Устойчивость пласта и др. ее физические свойства (крепость, водоносность)	2 Неустойчивый	А. 1,2; Б. 1.
Устойчивость вмещающих пород и др. физические свойства (крепость, водоносность)	до 12 Неустойчивые	А. 1, 2; Б. 1.
Склонность пласта к самовозгоранию, окислению и слёживанию	Склонны	А. 1, 2; Б. 1.
Глубина разработки пласта (увеличение давления, внезапные выбросы из целиков на больших глубинах, м)	< 1200	А. 1,2; Б. 1,3.
Гидрогеологические условия разработки (водоносность руды, вмещающих пород и прилегающего к ним массива)	Обводненные	А. 1,2.

Таким образом, по горно-геологическим условиям месторождения принимаем 2-е системы разработки - сплошную и столбовую, приводим технико-экономическое сравнение в таблице.

Таблица

Технико-экономическое сравнение вариантов

1. Сплошная	Длина, м	Затраты, \$	2. Столбовая	Длина, м	Затраты, \$
Откаточный штрек	1200	162000	Откаточный штрек	1500	202500
Вентиляционный штрек	1200	162000	Вентиляционный штрек	1500	202500
Рельсовый заезд	200 М	27000	Вспомогательный вентиляционный штрек	1500	202500
			Заезд	200	27000

			Вентиляционные сбойки	50x6	42000
ИТОГО	2600	351000	ИТОГО	5050	676500

$$\Theta_{\text{эф}} = [(K_1 \cdot E_{\text{п}} / A) + C_1] - [(K_2 \cdot E_{\text{п}} / A) + C_2] = 15,039 \text{ \$/т};$$

$$C_1 = 105 \text{ \$/т}; \quad C_2 = 90 \text{ \$/т}$$

В результате технико-экономического сравнения принимаем вариант со сплошной системой разработки.

Подготовка шахтного поля

Для определения количества панелей второго горизонта необходимо рассчитать наиболее эффективную длину выемочного поля по простиранию.

Решение задачи сводится к составлению аналитического выражения стоимости одной тонны угля как функция переменного X - размера выемочного поля по простиранию - с последующим нахождением оптимального значения X_0 , при котором обеспечивается минимум функции, т.е.:

$$(\Sigma K + \Sigma R + \Sigma Q) / Z_{\text{вп}} = f(x) - \min;$$

где: ΣK , ΣR , ΣQ - суммарные затраты соответственно на проведение выработок, их поддержание и транспорт угля в пределах выемочного поля, \$;

$Z_{\text{вп}}$ - запасы выемочного поля;

$$Z_{\text{вп}} = H_{\text{эт}} X P C \quad ;$$

$H_{\text{эт}}$ - наклонная высота этажа, м.

Следует учитывать только те затраты, которые зависят от X . Затраты на проведение штреков не учитываются, так как на 1 т запасов они остаются величиной постоянной, не зависящей от X .

$$\Sigma K_{\text{шт}} / Z_{\text{вп}} = K_{\text{шт}} X / (H_{\text{эт}} X P C) = \Sigma K_{\text{шт}} / (H_{\text{эт}} P C) = \text{const}$$

Таким образом, для решения задачи необходимо определить затраты на проведение комплекса наклонных горных выработок и разрезной печи. Уклон и грузовой ходок имеют сечение $15,5 \text{ м}^2$, людской ходок - $13,8 \text{ м}^2$. Калькуляция себестоимости проведения 1 м наклонных выработок приведена в таблице.

Таблица

Элементы себестоимости	Уклон $15,5 \text{ м}^2$	Грузовой ходок $15,5 \text{ м}^2$	Людской ходок $13,8 \text{ м}^2$	Разрезная печь 6 м^2
Заработная плата	225,39	289,39	191,6	272,31
Материалы	346,8	346,8	298,56	276,81
Электроэнергия	44,55	44,85	32,85	30,39
Амортизация	33,0	21,99	33,0	21,0
Реализация попутной добычи угля	-226,41	-226,41	-165,45	-440,65
ИТОГО (себестоимость)	423,33	423,33	379,11	208,5

$P_1 = 2150 \text{ кг/м}$ - масса крепи КМ87УМП на 1 м длины лавы;

$P_2 = 25000$ кг - масса оборудования, не зависящего от длины лавы (комбайн, головки конвейера, насосные станции и др.)

Так как длина лавы составляет 200 м, то затраты на монтаж и демонтаж оборудования будут равны:

$$\Sigma K_{мд} = 4 (P_1 \ln + P_2) nm, K_{м}$$

где nm - норма трудоемкости монтажа и демонтажа оборудования комплекса с учетом его доставки на участок, $nm = 3,5$ чел-см/т ;

$K_{м} = 62,49$ \$ - полная тарифная ставка монтажника с учетом коэффициента доплат и начислений на зарплату.

Затраты на сооружение приемных площадок уклона для обслуживания этажа равны 150000 \$.

Для боковых пород средней устойчивости затраты на поддержание выработки, из опыта работы первого горизонта, составляют:

$$\Sigma r_{ш\ эт} = 31,8 \text{ $/т}$$

$$\Sigma r_{ш\ пр} = 39,6 \text{ $/т}$$

Затраты на транспортировку угля по промежуточному штреку равны 0,354 \$/т.

Произведя суммирование всех затрат, дифференцирование функции решения относительно X , получим:

$$X_{оп} = \left\{ \left\{ 4[K_{ср} (N_{эт} - N_{в}) + (\Sigma h_x + 4h_{пр}) * N_{эт} + \Sigma K_{мд} + \Sigma K_{пр}] \right\} / [\Sigma r_{ш\ эт} / v_{п} + (\Sigma r_{ш\ пр} + \Sigma r_{ш\ эт} / v_{02})] \right\}^{0.5}$$

Подставив в формулу все известные и расчетные значения, получим $X_{оп} = 3215$ м.

Поскольку ширина шахтного поля составляет 6,5 км, то принимаем две панели по 3,250 км каждая.

Определение оптимального размера панели по простиранию

Для расчета размера панели по простиранию применяют различные методы. Наиболее распространенным является метод вариантов.

Намечается несколько технически приемлемых длин панелей по простиранию, отличающихся на 300-500 м. Далее по всем вариантам определяются затраты на проведение комплекса выработок в пределах панели, на монтажно-демонтажные работы, на поддержание ярусных штреков в период их проведения и в период ведения очистных работ, а также затраты на транспортирование угля по штрекам.

Затраты на проведение ярусных штреков, поддержание наклонных выработок и затраты на транспортирование угля по наклонным выработкам в расчет не принимаются, так как они практически не зависят от размера панели по простиранию.

В соответствии с технологическими нормами проектирования длина панели по простиранию находится в пределах 800-2000 м. К рассмотрению принимаем длину панели 500-2600 м с шагом 300 м. Панель - двухсторонняя. Для дальнейших расчетов нам понадобятся размеры целиков возле наклонных выработок (бремсберг и два ходка) и ширина наклонных выработок.

Согласно, например, "Региональной инструкции по выбору оптимальных параметров крепления, поддержания и охраны выработок на шахтах объединения "ВоркутаУголь", разработанной ПечорНИИпроектом, ширину целиков возле наклонных выработок принимаем равной 25-30 м, а ширину конвейерного бремсберга и ходков - 5.6 и 5 м соответственно.

Формулы для расчета учтенных затрат на 1 т
промышленных запасов в пределах панели (\$/т)

Процессы	Расчетная формула для определения затрат по процессу
Проведение бремсберга	$C = \frac{\rho \cdot K_{n1} K_{n2} K_{n3} K_{n4} (K_1 F + K_2 + K_3 \eta_y F) \cdot l_{бп}}{n_1 \cdot l_{л} \cdot m \cdot \gamma \cdot c \cdot (S - B_y)}$
Проведение ходков	$C = \frac{n_{ход} \rho \cdot [K_{n1} K_{n2} K_{n3} K_{n4} (K_1 F + K_2 + K_3 \eta_y F) + K_{pn}] \cdot l_{ход}}{n_1 \cdot l_{л} \cdot m \cdot \gamma \cdot c \cdot (S - B_y)}$
Сооружение проектно-отправительных площадок	$C = \frac{(V_{с} + n' V_{np} + V_{н}) \cdot C_{м}^* \cdot \rho \cdot K_{n1} K_{n2} K_{n3}}{n_1 \cdot l_{л} \cdot m \cdot \gamma \cdot c \cdot (S - B_y)}$
Проведение вентиляционных сбоек между ходками	$C = \frac{n_{сб} \cdot C_{сб}^* \cdot b \cdot \rho \cdot l_{сб} \cdot K_{n1} \cdot K_{n2} \cdot K_{n3}}{n_1 \cdot l_{л} \cdot \gamma \cdot c \cdot (S - B_y)}$
Провед. разрезных печей	$C = \frac{2 \cdot C_{нез}^* \cdot b \cdot \rho \cdot K_{n1} \cdot K_{n2} \cdot K_{n3}}{\gamma \cdot c \cdot (S - B_y)}$
Монтаж и демонтаж оборудования в лаве	$C = \frac{2 \cdot (C_{м} + C_{д})}{l_{л} \cdot m \cdot \gamma \cdot c \cdot (S - B_y)}$
Поддержание ярусных штреков в период их проведения	$C = \frac{n_2 \cdot r_0 \cdot F \cdot K_0 \cdot K_y \cdot K_p \left(\frac{S^2}{96 V_{np}} + 0,1S \right)}{n_1 \cdot l_{л} \cdot m \cdot \gamma \cdot c \cdot (S - B_y)}$
Поддержание ярусных штреков в период ведения очистных работ	$C = \frac{n_2 \cdot r_0 \cdot F \cdot K_0 \cdot K_y \cdot K_p \frac{S}{2NV_{03}} \left(\frac{S}{4} + 0,6K_{н} S \right)}{n_1 \cdot l_{л} \cdot m \cdot \gamma \cdot c \cdot (S - B_y)}$
Транспорт угля по ярусным штрекам конвейерами	$C = \frac{85,1 + 0,378 \frac{S}{4} + 53,0 \eta_k}{A^1}$

где ρ - коэффициент, учитывающий общешахтные затраты на проведение выработок. После сдачи в эксплуатацию $\rho=1.17-1.84$, принимаем $\rho=1.8$;

K_{n1} - коэффициент, учитывающий глубину горных работ H :

$$K_{n1} = 0.99 + 0.00012 * H$$

K_{n2} - коэффициент, учитывающий обводненность выработки, равен 1.1;

K_{n3} - коэффициент, учитывающий выбросоопасность угля и породы, равен единице для всех выработок, неопасных по выбросам;

K_{n4} - коэффициент, зависящий от расстояния откатки горной массы:

$$K_{n4} = 0.99 + 0.000122 * L_{ср}$$

$L_{ср}$ - среднее расстояние откатки, км;

F - поперечное сечение выработки в свету, m^2 ;

n_y - отношение площади забоя по углю к полному сечению выработки:

$$n_y = 0.87 * m^{1.4} / F^{0.62}$$

K_1 , K_2 - коэффициенты, учитывающие стоимость проведения наклонных выработок, $K_1=18$, $K_2= 38$;

K_3 - коэффициент, учитывающий уменьшение стоимости проведения выработки со смешанным забоем по сравнению со стоимостью проведения её по породе, $K_3 = 3.4$;

$L_{бр}$ - длина бремсберга, пусть равна 1050 м;

n_1 - число лав в крыле панели, пусть будет равно 1;

l_l - длина лавы, например 180 м;

m - среднеарифметическая мощность пластов, м;

γ - средняя плотность угля, обычно 0.35 т/м^3 ;

c - коэффициент извлечения угля, например, 0.98;

S - рассчитываемый размер панели по простиранию, принимаем значения 500, 800, 1100, 1400, 1700, 2000, 2300, 2600 м;

$B_{ц}$ - суммарная ширина целиков около наклонных выработок. включая и сами выработки, например:

$$B_{ц} = 4*25 + 5.6 + 2*5 = 115.6 \text{ м}$$

$K_{рп}$ - затраты на укладку рельсового пути, равны $0.148 \text{ \$/пм}$;

$n_{ход}$ - число ходков в панели, обычно 2;

V_v , $V_{пр}$, V_n - объём приемно-отправительной площадки соответственно верхней, промежуточной и нижней, например, $V_v=0.85 \text{ тыс.м}^3$; $V_{пр}=1 \text{ тыс.м}^3$; $V_n=1.75 \text{ тыс.м}^3$;

n^1 - число промежуточных площадок, равно 3;

$C_{пл}$ - средние затраты на проведение 1 м^3 приемно-отправительной площадки, $95 \text{ \$/м}^3$;

b - ширина вент. сбойки или разрезной печи, равна 5 м;

$L_{сб}$ - длина сбойки между ходками, 56 м;

$C_{печ}$ - затраты на проведение 1 м^3 разрезной печи, $70 \text{ \$/м}^3$;

C_m , C_d - затраты на монтаж и демонтаж комплекса в лаве, равны 40 и 45 тыс. рупий;

n_2 - число поддерживаемых ярусных штреков, равно 2;

r_o - затраты на поддержание 1 м^3 выработки в свету, равно $2.34 \text{ \$/м}^3$;

K_o - коэффициент, учитывающий способ охраны выработки. например, равен 0.5;

K_y - коэффициент, учитывающий устойчивость боковых пород, например, 1;

K_p - коэффициент, учитывающий глубину ведения горных работ, равен 1.007;

$V_{пр}$ - скорость проведения ярусных штреков, обычно 90 пм/мес;

K_m - коэффициент, учитывающий влияние мощности пласта, равен:

$$K_m = 0.425 * (1.35 + m) ;$$

n_k - число приводов в конвейерной линии, обычно 2;

A - грузооборот за сутки, например, восточное крыло - 687.5 т ; западное - 687.5 т.

По результатам расчетов затрат C (принимаемое за Y), где длина панели по простиранию S - это неизвестное X , строятся графики зависимости учетных затрат от длины панели по простиранию $Y=f(X)$.

По минимуму затрат находим оптимальную длину панели.

Определение параметров системы разработки длинными столбами

Длина лавы определяется по эмпирическим формулам, выведенным на основе технических данных очистного комплекса, а также по суточному подвиганию забоя. полученную величину необходимо проверить по вентиляционным факторам: содержанию метана в исходящей струе и на температуру рудничного воздуха.

Для комбайновой выемки максимально-допустимая длина лавы определяется так:

$$L = (T_{см} - T_{п.з}) * (\eta_{см} - t_m * i_{сут.ком}) / [(1 / V_p + t_v) * i_{сут.ком} * K_{ГК}]$$

где $\eta_{см}$ - число смен по добыче угля в сутки, равно 3;

$T_{п.з}$ - время на подготовительно-заключительные операции, обычно 20-30 мин.;

t_m - время на маневры в конце и начале лавы, включающее время на смену зубков и передвижку конвейера, если эти работы совпадают по времени с нахождением комбайна на границах лавы, обычно 10 мин.;

$i_{сут.ком}$ - число проходов комбайна вдоль лавы за сутки, примерно 6 проходов;

V_p - рабочая скорость комбайна, по паспорту 5 м/мин.;

t_v - время на вспомогательные, сопутствующие операции на 1 м длины лавы; обычно 0.5-1 мин.;

$K_{ГК}$ - коэффициент исправности комбайна, равен 0.88.

Эту максимально-допустимую длину лавы надо проверить по фактору газосодержания метана на исходящей струе воздуха при заданной скорости подвигания очистного забоя:

$$L = 864 * [V] * S_n * d / (V_n * m * \gamma * q_{оч} * K_n)$$

где $[V]$ - коэффициент неравномерности выделения метана в лаве при комбайновой выемке равен 1.43-1.6;

S_n - сечение лавы, свободное для прохождения воздуха

$$S_n = m * S_0 * \varphi * K_{вп}$$

m - вынимаемая мощность пласта, м;

S_0 - ширина призабойного пространства лавы, м;

φ - коэффициент, учитывающий загроможденность лавы, обычно 0.8-0.9;

$K_{вп}$ - коэффициент, учитывающий разжижение газа в лаве за счет движения воздуха в выработанном пространстве, прилегающем к призабойному, обычно 1.1-1.3;

d - допустимая концентрация метана на исходящей из лавы струе воздуха, 1%;

$q_{оч}$ - средняя метанообильность лавы, например, $9.07 \text{ м}^3/\text{т}$;

γ - плотность угля, $\text{т}/\text{м}^3$;

$V_{п}$ - подвигание лавы в сутки, м, $V_{п} = n_{ц} * l_3$;

$n_{ц}$ - число циклов в сутки;

l_3 - ширина захвата комбайна, $l_3=0.63$ или 0.8 м;

$[V]$ - допустимая по “Правилам безопасности” скорость движения воздуха в лаве,
 $[V] = 4 \text{ м}/\text{с}$.

Для пластов, залегающих на больших глубинах, длину лавы необходимо проверить по температурному фактору:

$$L_{г} = \sigma * C_p * (T_2 - T_1) - 3.6 * 10^3 * \Sigma Q_i + \\ + \gamma_y * \sigma * (d_2 - d_1) / 3.6 * 10^3 * P_1 * \alpha * (T_{п} - T_{в})$$

где σ - количество воздуха, проходящего через лаву, $\text{кг}/\text{х}$;

C_p - удельная теплоемкость воздуха при постоянном давлении, равна $10^3 \text{ Дж}/\text{кг} * \text{K}^0$;

T_2, T_1 - температура воздуха соответственно в нижней и верхней частях лавы, например, $T_1=291 \text{ K}^0$, $T_2=299 \text{ K}^0$;

ΣQ_i - суммарное тепло, выделяемое в лаве постоянными источниками, Вт;

γ_y - удельная теплота парообразования воды, равна $2.7 * 10^3 \text{ Дж}/\text{кг}$;

d_1, d_2 - содержание влаги в 1 кг воздуха соответственно в нижней и верхней частях лавы, $\text{г}/\text{кг}$;

P_1 - периметр сечения лавы, м;

α - коэффициент теплоотдачи;

$T_{п}, T_{в}$ - средние температуры соответственно пород и воздуха в лаве, K^0 .

Температура пород на любой глубине приближенно можно определить по формуле:

$$T_{п} = T_{н.в.} + (H - h_{н.з.}) / F_{ст} \quad ;$$

где $T_{н.в.}$ - среднегодовая температура наружного воздуха, например $280,5 \text{ K}^0$;

H - глубина разработки, м;

$h_{н.з.}$ - глубина нейтральной зоны (где температура с глубиной не меняется), например 25 м;

$F_{ст}$ - градиент температурного изменения с глубиной, в среднем $35 \text{ м}/\text{K}^0$.

Коэффициент теплоотдачи определяем по формуле:

$$\alpha = 2.326 * \varepsilon * V^{0.8} * \gamma^{0.8} * P_1^{0.2} / S^{0.2} \quad , \text{ Вт } (\text{м}^2 * \text{K})$$

где ε - коэффициент шероховатости стенок лавы, обычно 2-3;

V - скорость движения воздуха в лаве, обычно $\text{м}/\text{с}$;

γ - плотность рудничного воздуха, обычно $1.25 \text{ кг}/\text{м}^3$;

P_1 - периметр сечения лавы, м;

S - площадь сечения лавы, м^2 .

Определяем **постоянные источники тепловыделения**, учитывая, что в лаве работает очистной комбайн, например, РКУ-10 с двигателем мощностью 200 кВт и коэффициентом машинного времени 0.5. Кроме того, в лаве может работать, например конвейер СМ-87М с двумя электродвигателями мощностью по 110 Вт каждый с коэффициентом загрузки 0.7.

1. Определяем тепловыделение от окисления угля в массиве и в рудничной пыли:

$$Q_{ок} = 13.5 * F \text{ , Вт}$$

где **13.5** - величина тепловыделения от окисления угля и пыли в очистном забое, отнесенная к 1 м^2 поверхности стенок рабочего пространства, $\text{Вт}/\text{м}^2$;

F - поверхность очистного забоя, кровли и почвы по всей длине лавы, принятой по опыту для аналогичных условий разработки пластов Донбасса 150-200 м

$$F = (2 * m + 2 * b) * L \text{ ;}$$

m - мощность пласта, м;

b - ширина очистного пространства, например, 4.2 м.

2. Определяем тепловыделение из-за присутствия в лаве людей:

$$Q_p = 250 * n \text{ , Вт ;}$$

где **250** - тепло, выделяемое телом одного человека, Вт;

n - число людей в лаве, например, 15 человек.

3. Определяем тепловыделение от работы машин:

$$Q_m = 1000 * \sum N_i * K_i \text{ , Вт}$$

где **N_i** - мощность *i*-го потребителя электроэнергии, кВт;

K_i - коэффициент загрузки *i*-го потребителя электроэнергии (коэффициент машинного времени).

Суммарное тепловыделение в лаве:

$$\Sigma Q = Q_{ок} + Q_p + Q_m \text{ , Вт}$$

Зная, что в нижнем и верхнем пунктах лавы температура составляет, например, 291 и 299 K^0 , определяем по таблице влажосодержание рудничного воздуха, в зависимости от глубины **H**: например, $d_1=10.51$ г/кг и $d_1=17.3$ г/кг.

Определяем количество воздуха, движущегося по очистному забою:

$$\begin{aligned} \sigma &= m * d * \gamma_1 * V * 3600 \\ &= 1.55 * 4.2 * 1.25 * 4 * 3600 = 117\ 180 \text{ кг/ч} \end{aligned}$$

Подставляя в общую формулу определения длины лавы по температурному фактору полученные показатели, окончательно имеем: $L_t = 180$ м.

2. Очистной фронт и общее число лав

Суммарную длину очистных забоев определяем по формуле:

$$L = A_{\text{год}} * K_{\text{п}} / V_{\text{п}} * \gamma * m_{\text{ср}} * C_{\text{п}} \\ = 1500000 * 0.93 / 964 * 1.41 * 1.55 * 0.9 = 736 \text{ м}$$

где $A_{\text{год}}$ - годовая производительность шахты, $1.5 * 10^6$ т;

$K_{\text{п}}$ - коэффициент, учитывающий выход угля из подготовительных выработок, 0.93;

$V_{\text{п}}$ - годовое подвигание очистного забоя:

$$V_{\text{п}} = n_{\text{г}} * L_{\text{з}} * n_{\text{ц}} * K_1 = 300 * 0.63 * 6 * 0.85 = 964 \text{ м}$$

$n_{\text{г}}$ - число рабочих дней в году, 300;

K_1 - коэффициент резерва, 0.85;

$C_{\text{п}}$ - коэффициент потерь на участке, 0.9.

Общее количество очистных забоев на шахте с учетом длины лавы, равно:

$$W = L / L_{\text{л}} = 736 / 180 = 4.08.$$

Принимаем 4 лавы.

Механизация очистных работ

Сложность и разнообразие горно-геологических условий залегания пологих пластов ведет к неоднозначности технологических решений и средств механизации при их отработке. Рассмотрим технологические процессы проходки штрека и выемки угля для конкретных условий.

1. ПРОВЕДЕНИЕ ОТКАТОЧНОГО ШТРЕКА МЕХАНИЧЕСКОЙ ОТБОЙКОЙ

Штрек сечением вчерне 9.7 м^2 проводится по угольному пласту мощностью 1,24 м с присечкой кровли до 0,9 м. Крепь - арочная податливая крепь из спецпрофиля СВП-17. Расстояние между рамами 0,7 м определено длительным ее применением на шахте и является оптимальным. Затяжка из досок толщиной 4 см.

Проходческий комплекс включает: комбайн ПК-9р с механической производительностью $0,33 \text{ м}^3 / \text{мин}$, консольного перегружателя ЛПК-1, сети вагонеток ВГ-1,3. Обмен состава вагонеток производится на замкнутой разминовке, находящейся на расстоянии 200-400м. Эксплуатационная производительность комбайнового комплекса

$$Q_{\text{э}} = \frac{T_{\text{см}} - t_{\text{пз}} - t_{\text{об}} - t_{\text{л}}}{(t_{\text{о}} + t_{\text{в}}) \cdot k_{\text{о}} \cdot k_{\text{р}}}, \text{ м}^3 / \text{смена} \quad (1)$$

где $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены (360 мин);

$t_{пз}$ - время подготовительно-заключительных операций (30 мин);

$t_{об}$ - время на обслуживание (30 мин);

$t_{об}$ - личное время (10 мин);

t_0 - удельные затраты времени на основную операцию, (мин/м³);

$$t_0 = 1/Q_T ;$$

Q_T - техническая производительность комбайна, равна 0,33 м³/мин при $f \leq 4$;

t_B - время на вспомогательные операции, связанные с обменом составов, рассчитывающееся по формуле:

$$t_B = \frac{2L}{60 \cdot V \cdot V_B \cdot n \cdot k_3}$$

где: L - расстояние до пункта обмена (300 м);

$V = 0,9$ м/с - скорость обмена с учетом маневров;

$V_B = 1,3$ м³ - емкость вагонетки;

$n = 7$ - число вагонеток под перегружателем;

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

k_0 - коэффициент отдыха, равный 1,05;

$k_p = 1,3$ - коэффициент разрыхления угля и породы (средний по забою).

Формула (1) не учитывает удельные затраты времени (мин/м³) на возведение арочной крепи. Для наших условий при норме выработки 2,42 рам/чел-см. (ЕНВ -84 т.105, с.282). Норма времени на одну раму составляет 2,48 чел-часа или $N_{вр} = 2,48 \cdot 60 \cong 149$ чел-мин. При установке рамы (арки) двумя проходчиками время установки составляет $t = 149/2 = 74,5$ мин. Тогда удельные затраты времени (мин/м³) при постановке рам через одну составят 0,7 м при сечении выработки $S = 7,9$ м² будут:

$$t'_B = \frac{t}{S \cdot L} = \frac{74,5}{7,9 \cdot 0,7} = 13,47 \text{ (мин / м}^3\text{)}$$

Окончательно формулу (1) запишем в виде:

$$Q_{\text{э}} = \frac{T_{\text{см}} - t_{\text{пз}} - t_{\text{об}} - t_{\text{л}}}{\left(\frac{1}{Q_T} + \frac{2L}{60 \cdot V \cdot V_B \cdot n \cdot k_3} + t'_B \right) \cdot k_0 \cdot k_p} \text{ м}^3 \text{ / смена} \quad (1)$$

и выполним расчет

$$Q_{\text{э}} = \frac{360 - 30 - 30 - 10}{\left(\frac{1}{0,33} + \frac{2L}{60 \cdot 0,9 \cdot 1,3 \cdot 7 \cdot 0,9} + 13,47 \right) \cdot 1,05 \cdot 1,3} = 11,9 \text{ м}^3 \text{ / смена (в}$$

плотной массе).

При сечении выработки $S = 7,9$ м² максимальное подвигание забоя в течении одной смены может составить:

$$l_n = \frac{Q_{\text{э}}}{S} = \frac{11,9}{7,9} = 1,51 \text{ м}$$

Фактическое подвигание забоя будет 1,4 м с установкой двух рам через 0,7 м, остаток времени будет израсходован на прочие (неучтенные) работы. Будет выполнено в смену два цикла.

2. ПРОВЕДЕНИЕ ПОЛЕВОГО ШТРЕКА БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

Разработана технология проведения горизонтальной выработки (штрека) с рельсовым транспортом. Откатка породы производится электровозом "5АРВ-2" в вагонетках ВГ-1,3. Расчетная глубина заложения выработки 1100 м, коэффициент крепости пород $f = 9$. Длина выработки 700 м. Выработка должна быть пройдена за 3,5 мес. Средние размеры структурного блока: плотность пород $\rho = 2500 \text{ кг/м}^3$,

$$S = 12,7 \text{ м}^2$$

$$H = 1100 \text{ м}$$

$$\rho = 2500 \text{ кг/м}^3$$

$$f = 8 \div 10, \text{ в расчетах принимаем } f = 9$$

$$I_{\text{вв}} = 813 \text{ ккал/кг} \cdot 4,18 = 3398 \text{ Кдж/кг} = 3,39 \text{ МДж/кг} - \text{ для ПЖВ-20}$$

$$I_{\text{сж}} = 10 \cdot 9 = 90 \text{ МДж/м}^3$$

$$q = (0,075 - I_{\text{сж}} / I_{\text{вв}}) = (0,075 - 90 / 3,39) = 1,99 \text{ кг/м}^3$$

Расчет параметров выработки для электровоза 5АРВ-2

1. Пределы прочности образцов горных пород на сжатие и растяжение:

$$\sigma_{\text{сж}} = 10^7 \cdot f = 10^7 \cdot 9 \text{ Па} = 90 \text{ МПа}$$

$$\sigma_{\text{р}} = 0,1 \cdot \sigma_{\text{сж}} = 0,1 \cdot 90 = 9 \text{ МПа}$$

2. Пределы прочности массива на сжатие и растяжение:

$$R_{\text{сж}} = \sigma_{\text{сж}} \cdot K_{\text{с}} = 90 \cdot 0,5 \cdot 0,8 = 36 \text{ МПа}$$

$$R_{\text{р}} = \sigma_{\text{р}} \cdot K_{\text{и}} = 9 \cdot 0,5 \cdot 0,8 = 3,6 \text{ МПа}$$

3. Коэффициент и угол внутреннего трения пород:

$$\text{tg } \varphi = (\sigma_{\text{сж}} - \sigma_{\text{р}}) / (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{р}}) = (90 - 9) / (90 + 9) = 81 / 99 = 0,81;$$

$$\varphi = 39,3^\circ$$

4. Напряженное состояние пород на контуре выработки, принимаем для выработки, имеющей прямоугольно-сводчатую (при $f < 12$)

$$K_1 = 2; \quad K_2 = 0,3$$

$$\lambda_1 = \mu (1 - \mu) = 0,25 / (1 - 0,25) = 0,33$$

$$\sigma_{\text{max}} = K_1 \cdot \rho \cdot H = 2 \cdot 2500 \cdot 1100 \cdot 10 = 55 \text{ МПа}$$

$$\sigma_{\text{min}} = K_2 \cdot \lambda_1 \cdot \rho \cdot H = 0,3 \cdot 0,33 \cdot 2500 \cdot 700 \cdot 10 = 1,73 \text{ МПа}$$

5. Запасы прочности породного массива в кровле и боках выработки:

$$n_{\text{б}} = R_{\text{сж}} / \sigma_{\text{max}} = 36 / 55 = 0,65 < 4;$$

$$n_{\text{к}} = R_{\text{р}} / \sigma_{\text{min}} = 3,6 / 1,73 = 2,08 < 4;$$

Запасы прочности в боках и кровле отсугевают, необходимо крепление кровли и бока в связи с неустойчивостью.

6. Параметры устойчивости для выбора типа крепи:

$$\Pi_y = \rho \cdot g \cdot H / \sigma_{сж} = 2500 \cdot 9,8 \cdot 1100 / (10^7 \cdot 9) = 0,3$$

$$\Pi = \rho \cdot g \cdot H / \sigma_{сж} \cdot \xi = 2500 \cdot 9,8 \cdot 1100 / (10^7 \cdot 9 \cdot 0,8) = 0,374$$

7. Оценим возможность применения набрызгбетона, для этого рассчитываем толщину покрытия, принимаем:

$$q_n = q_1 = 58,8 \text{ КПа}; \quad [\sigma_p] = 1,35 \text{ МПа} - \text{для М500}$$

$$n_{\Pi} = 1,2; m_y = 0,85$$

$$\sigma_k = \sqrt{q_n \cdot n_{\Pi} / m_y \cdot [\sigma_p]} = \sqrt{58,8 \cdot 1,2 \cdot 10^3 / 0,85 \cdot 1,35 \cdot 10^6} = 0,086 \text{ м}$$

8. Принимаем установку для бурения шпуров "УБШ-222П"

Категория пород по буримости XIII. Время бурения $T_o = 2,1$ мин/м; норма выработки равна 152 м/смену, принимаем $Q_{экс} = 150$ м/смену

9. Принимаем глубину шпуров: $L_{ш} = 2,0$ м

Принимаем коэффициент заполнения шпуров при диаметре заряда 36 мм $K_3 = 0,5$

10. Рассчитываем число шпуров при $\Delta = 1000$ кг/м и $d = 0,036$ м

$$N = 1,27 \cdot q \cdot S_{\pm} / (\Delta d^2 \cdot K_3) =$$

$$= 1,27 \cdot 1,99 \cdot 12,7 / 1000 (0,036)^2 \cdot 0,5 = 41 \text{ шпур}$$

11. Определение числа компенсационных шпуров:

$$N_o = (\eta \cdot L_{ш} / A)^3 / V_o =$$

$$= (0,87 \cdot 200 / 9,35)^3 / 2034 = 3,1 \sim 3$$

$$V_o = \Pi \cdot d \cdot L_{ш} / 4 = 3,14 \cdot 3,6^2 \cdot 200 / 4 = 2034 \text{ см}^3$$

12. Определение л.н.с. между отбойными и оконтуривающими зарядами:

$$W = [P/qm]^{1/2} = (1,01 / 1,99 \cdot 1)^{1/2} = 0,71$$

$$P = \Pi d^2 \cdot \Delta / 4 = 3,14 \cdot 0,036^2 \cdot 1000 / 4 = 1,01 \text{ кг/м}$$

$$m = 1$$

13. Расстояние между отбойными и оконтуривающими зарядами:

$$A_o = m \cdot W = 1 \cdot 0,71 = 0,71$$

14. Подвигание забоя на взрыв:

$$L_y = L_m \cdot \eta = 2 \cdot 0,87 = 1,74 \text{ м}$$

15. Суммарная длина всех шпуров:

$$L_o = 3 \cdot 2 + 6 \cdot 2 + 13 \cdot 2 + 19 \cdot 2 / \sin 85^\circ = 84 \text{ м}$$

16. Расход ВВ на цикл:

$$Q = q \cdot S_{\pm} \cdot L_{ш} = 1,99 \cdot 12,7 \cdot 2 = 50,5 \text{ кг}$$

17. Средняя масса заряда на заряжаемый шпур:

$$q_c = Q / 38 = 50,5 / 38 = 1,3 \text{ кг}$$

18. Масса зарядов во врубовом шпуре:

$$q_{вр} = 1,2 \cdot q_c = 1,2 \cdot 1,3 = 1,6 \text{ кг}$$

19. Фактический расход ВВ:

$$Q_{ф} = n_{вр} \cdot q_{вр} + (N_{ш} - n_{вр}) q_{ср} =$$

$$= 3 \cdot 1,6 + (38 - 3) \cdot 1,3 = 52 \text{ кг}$$

20. Расход ВВ на 1 м и на 1 м³ выработки:

$$q_1 = Q_{ф} / L_y = 52 / 1,74 = 29,8 \text{ кг/м}$$

$$q_2 = q_1 / S_{\pm} = 29,8 / 12,7 = 2,3 \text{ кг/м}$$

Число шпуров на 1 м выработки:

$$L = L_{ш} / L_y = 84 / 1,74 = 48,2 \text{ м/м}$$

Расход ЭДКз и Эдзн на 1 м и 1 м³ выработки:

$$n_1 = N / L_y = 38 / 1,74 = 21,8 \sim 22 \text{ шт/м}$$

$$n_2 = n_1 / S_{\text{ч}} = 22 / 12,7 = 1,7 \text{ шт/м}^3$$

Выход породы за взрыв (в массиве):

$$V = S / L = 12,7 / 1,74 = 7,2 \text{ м}^3$$

Таблица

№ шпуров, взрывааемых за 1 прием	Длина каждого шпура, м	Угол наклона шпуров (градус) в проекциях		Масса заряда каждого шпура, кг	Очередность взрывания зарядов и степень замедления, Мс	
		П	Ø			
1-3	2	90	90	1,6	I	15-45
4-8	2	90	90	1,4	II	60-90
11-22	2	90	90	1,4	III	120-160
23-41	2,3	85	85	1,2	IV	225-250

Таблица

№	Показатели	Единица измерения	Количество
1.	Категория шахты - не опасно по газу и пыли		
2.	Площадь поперечного сечения в свету/ вчерне	м ²	9,7 /12,7
3.	Коэффициент крепости пород	f	9
4.	Бурильная установка 2УБШ-22П с машинами ПК-75	шт	1
5.	Диаметр коронки ККП-40	мм	36
6.	Число шпуров на цикл (в том числе заряжаемых)	шт	41
7.	Глубина шпура	м	2
8.	Число шпуров на цикл	шт	41
9.	Коэффициент использования шпура	к _{иш}	0,87

21. Количество воздуха (нагнетательное проветривание) при $S_{\text{свет}} = 9,7 \text{ м}^2$:

$$Q_B = 2,25 \cdot S_{\text{свет}} / (60 \cdot 30) \cdot (K \cdot Q \cdot b \cdot L^2 / S_{\text{свет}} \cdot p^2)^{1/3}$$

$$Q_B = 2,25 \cdot 9,7 / 60 \cdot 30 (0,8 \cdot 52 \cdot 40 \cdot 700^2 / 9 \cdot 7 \cdot 1,39^2)^{1/3} =$$

$$= 0,01 \cdot 351 \cdot 7 = 3,5 \text{ м}^3/\text{с}$$

22. Минимальная скорость движения воздуха по выработке:

$$V = Q_B / S_{\text{свет}} = 3,5 / 9,7 = 0,36 \text{ м/с}$$

23. Подача вентилятора:

$$Q = P \cdot Q_B = 1,39 \cdot 3,5 = 4,8 \text{ м}^3/\text{с}$$

24. Аэродинамическое сопротивление:

$$R = 65 \cdot \alpha \cdot L / d^5 = 65 \cdot 45 \cdot 10^{-5} \cdot 700 \cdot 9,8 / (0,6)^5 =$$

$$= 2605,9 \text{ Нс}^2 / \text{м}^4$$

25. Скорость движение воздуха в трубопроводе:

$$V_T = Q_B / \Pi^2 \gamma = 3,5 / (3,14 \cdot 0,32) = 3,5 / 0,28 = 12,5 \text{ м/с}$$

$$H_c = PR Q_B^2 = 1,39 \cdot 26,33 \cdot (3,5)^2 = 448,3 \text{ Па}$$

$$H_m = 0,2 \cdot H_c = 0,2 \cdot 448,3 = 89,6 \text{ Па}$$

$$H_d = \rho (V)^2 / 2 = 1,2 \cdot (21,2)^2 / 2 = 269,6 \text{ Па}$$

$$H_B = H_c + H_m + H_d =$$

$$= 12,5 + 89,6 + 269,6 = 371,7 \text{ Па};$$

Принимаем вентилятор ВМ-6.

26. Выбираем погрузочную машину ППМ-4П
 $Q = 41 \text{ м}^3$ смену на 2 человек

Таблица

Расчет трудоемкости					
№ п/п	Вид работы	Единица измерения	Объем работы на цикл	Норма выработки на 1 рабочего	Трудоемкость чел/смена
1.	Бурение шпуров в забое	м	84	152	0,55
2.	Заряжание шпуров пневмозарядчика	м	78	384	0,2
3.	Уборка породы комплексом ППН-4М+ПСК-1	м^3	22	20,5	1,07
4.	Крепление набрызгбетоном	м^2	21,5	18,25	1,17
5.	Настилка временных рельсовых путей (Р24)	м	1,74	13,5	0,12
6.	Устройство водоотливной канавки	м	0,17	3,5	0,09
7.	Навеска вентиляционных труб, диаметром 0,6 мм		1,74	100	0,17
$\Sigma N_{\text{ц}} = 3,4$					

Суммарная трудоемкость цикла $N_{\text{ц}} = 3,4$ чел /смена

$$K = \Sigma N_{\text{ц}} / n = 3,4 / 3 = 1,13$$

$$L = L \cdot 41 = 82$$

$$V = S \cdot L = 12,7 \cdot 2 \cdot 0,87 = 22 \text{ м}^3$$

$$S = 11,5 \cdot 1,87 = 21,5 \text{ м}^2$$

$$L = 2 \cdot 0,87 = L_{\text{ш}} \cdot \eta = 1,74 \text{ при } \alpha = (6 - 0,5) / 6 = 5,5 / 6 = 0,91$$

$$T_1 = 6 N / n_g \cdot K_{\text{н}} = 6 \cdot 0,55 / 1 \cdot 1,33 = 2,92 \cdot 0,91 = 2,67$$

$$T_2 = 6 \cdot 0,2 / 3 \cdot 1,13 = 0,35 \cdot 0,91 = 0,3$$

$$T_3 = 6 \cdot 1,07 / 2 \cdot 1,13 = 2,84 \cdot 0,91 = 2,38$$

$$T_4 = 6 \cdot 1,17 / 2 \cdot 1,13 = 3,106 \cdot 0,91 = 2,82$$

Общая организация работ на буровзрывной проходке штреков

Выработки проводит комплексно бригада из 12 человек по прерывной рабочей неделе с одним выходным днем. Режим работы - четырехсменный.

Наращивание коммуникаций и замена временного пути на постоянный, а также профилактический ремонт оборудования осуществляются рабочими соответствующих служб в выходной день.

Явочный штат звена - 3 человека. Каждый проходчик имеет единую книжку взрывника и имеет соответствующее квалификационное удостоверение для работы на горнопроходческих машинах, поскольку в обязанность бригады входят также работы по заряжанию шпуров. График организации работ в каждой смене аналогичен.

График предусматривает выполнение основных и вспомогательных операций параллельно.

В начале смены один из проходчиков приступает к бурению шпуров установкой 2УБШ-22П, оснащенной перфораторами ПК-75. Погрузочный комплекс, состоящий из ППН-4М; ПСК-1 и вагонеток ВГ-1,3, размещается на замкнутой разминковке. Машина для нанесения набрызгбетона БМ-60 располагается там же, или в тупиковом заезде под восстающим. Сухая бетонная смесь доставляется к месту бетонирования по гибкому шлангу. После бурения забоя проходчик отводит бурильную установку от забоя на расстояние 20-25 м и готовит ее к пропуску в забой погрузочного оборудования.

После окончания работ по креплению и устройству портала все проходчики последовательно выполняют работы по настилке временных путей и заряданию забоя.

Последовательность выполнения операции: один рабочий обуривает забой, а два - параллельно крепят выработку набрызгбетоном. Потом 3 человека заряжают забой и взрывают; затем идет проветривание забоя. Далее идет уборка породы комплексом. На этой работе занято два проходчика, а третий последовательно выполняет вспомогательные операции: навеска вентиляционных труб, оборудование канавки и прочие работы.

3. Комплексно-механизованная выемка

Одним из основных направлений технического прогресса в угольной промышленности является комплексная механизация очистных работ, которая предусматривает полную механизацию основных и вспомогательных процессов в очистных выработках. Комплексная механизация достигается путем применения механизированных комплексов при ведении очистных работ. В состав комплексов входят: выемочная машина, передвижной забойный конвейер, механизированная передвижная крепь лавы, крепь сопряжения с подготовительными выработками, конвейер-перегрузатель, кабелеукладчик, маслостанция, предохранительная лебедка, система орошения, аппаратура управления и др.

Для отработки тонких пологих пластов в угольной промышленности Индии применяются следующие механизированные комплексы: 1КМ-103, КД-80, 1КМ-97Д, КМК-97М, Донбасс-М, КМ-87УМП. Среднесуточная нагрузка на лаву составляет 1185 т, максимальная - 3110 т (пласт мощностью 1 м).

Хороших результатов в этом вопросе добились в Великобритании. В связи с большой крепостью угля здесь развивается в основном выемка угля резанием узкозахватными комбайнами. Если в ФРГ соотношение между выемкой угля строганием и резанием определяется как 2/3, то в Великобритании наоборот - 3/2. В 80-х годах в Великобритании почти в 55% механизированных лавах работало по 2-3 комбайна, здесь речь идет о работе дополнительных комбайнов на концевых участках лав без захвата сечения штрека, чтобы концевые операции не задерживали скорость продвижения очистных работ. В настоящее время удельный вес добычи угля из тонких пластов Великобритании составляет 18,5%.

Пример 1. Определение нагрузки на лаву

Нагрузку на очистной забой определяем по ряду факторов: техническому, по производственной мощности и по вентиляции.

1) Технический фактор является основным. Нагрузка по нему определяется из выражения:

$$A_{оч} = L_{л} * V_{ч} * m * \gamma * C_{п} \\ = 180 * (6 * 0.63) * 1.55 * 1.41 * 0.9 = 1338 \text{ т}$$

2) Проверка нагрузки на очистной комплексно-механизированный забой по газовому фактору:

$$A_{оч} = j * T_m ,$$

где T_m - время работы механизированного комплекса в сутки, мин.

$$T_m = 1440 * K_m = 1440 * 0.5 = 720 \text{ мин.}$$

K_m - коэффициент машинного времени, 0.4-0.6;

j - возможная производительность выемочной машины по газовому фактору:

$$j = 0.6 * V * S_{п} * d / K_{оч} * q_{оч}$$

$$= 0.6 * 4 * 6.25 * 1 / 0.74 * 9.07 = 2.2 \text{ т/мин}$$

$K_{оч}$ - коэффициент, учитывающий естественное газовыделение из пласта во время отсутствия очистных работ в лаве, 0.74.

Тогда нагрузка на забой равна:

$$A_{оч} = 2.2 * 720 = 1584 \text{ т.}$$

3) Нагрузка на очистной забой по производственной мощности шахты:

$$A_{оч} = A_{год} / W * n_r ,$$

$$= 1500000 / 4 * 300 = 1250 \text{ т}$$

где W - число работающих лав. 4;

n_r - число рабочих дней в году. 300.

Таким образом, полученная по техническому фактору нагрузка, равная 1338 т, может быть принята, т.к. она меньше допустимой по фактору вентиляции и не отличается больше чем на 200-300 т от нагрузки по производственной мощности шахты.

Пример 2. Расчет нагрузки на очистной забой

Рассмотрим систему разработки длинными столбами по простиранию обратным ходом.

Характеристика лав.

1. В связи с тем, что при выемке угля отбиваются большие куски, для их размещения и последующей разбивки, а также для более равномерной загрузки конвейера, расстояние между грудью забоя и конвейером увеличено за счет применения шнеков на комбайне ГПШ-68, шириной 0,8 м . полезная ширина комбайна - 0,63 м.
2. Длина лавы - 200 м
3. Угол падения пласта - 8° .
4. Схема выемки угля комбайном - челноковая.
5. Длина ниш: верхней - 5 м; нижней - 0 м.
6. Длина комбайновой части лавы - 195 м.
7. Вынимаемая мощность пласта - 1,6 м.
8. Мощность породного прослоя - 0,17 м; глинистых сланцев с сопротивлением резанию - 3 кН/см, плотностью - $2,7 \text{ т/м}^3$.
9. Мощность чистого угля - 1,43 м, сопротивление резанию - 3 кН/см, плотность - $1,71 \text{ т/м}^3$.
10. Плотность горной массы, вынимаемой комбайном:
= $1,81 \text{ т/м}^3$

11. Зольность чистого угля - $A_y = 18,4\%$

12. Зольность породы - $A_p = 78,5\%$.

13. Зольность товарного угля - $A_n = 24,8\%$.

14. Коэффициент засорения угля, исходя из установленной нормы зольности товарного угля:

$$K = (A_p - A_y) / (A_p - A_n) = (78,5 - 18,4) / (78,5 - 24,8) = 1,119$$

15. Выход товарного угля из лавы:

а) добыча комбайном:

- выход с цикла чистого угля:

$$A_q = 195 \cdot 1,43 \cdot 0,63 \cdot 1,71 = 300,4 \text{ т};$$

- выход с цикла товарного угля:

$$A_n = A_q \cdot K = 300,4 \cdot 1,119 = 336,1 \text{ т};$$

- выход породы в товарном угле:

$$A_{п1} = A_n - A_q = 336,1 - 300,4 = 35,7 \text{ т};$$

- выход породы из прослоя, вынимаемого комбайном:

$$A_{пп1} = 195 \cdot 0,17 \cdot 0,63 \cdot 2,7 = 56,3 \text{ т};$$

- количество породы, исключаемой из добытой горной массы, по установленной норме зольности товарного угля:

$$A_{пн1} = A_{пп1} - A_{п1} = 56,3 - 35,7 = 20,6 \text{ т}$$

б) добыча угля из ниши буровзрывным способом:

- выход с цикла чистого угля:

$$A_{qn} = 5 \cdot 1,43 \cdot 0,63 \cdot 1,71 = 7,7 \text{ т};$$

- выход с цикла товарного угля:

$$A_{nn} = 7,7 \cdot 1,119 = 8,6 \text{ т};$$

- выход породы в товарном угле:

$$A_{пн2} = 8,6 - 7,7 = 0,9 \text{ т};$$

- выход породы из прослоя:

$$A_{ппн} = 5 \cdot 0,17 \cdot 0,63 \cdot 2,7 = 1,4 \text{ т}$$

Количество породы, исключаемой из добытой горной массы по установленной норме зольности товарного угля:

$$A_{пнн} = A_{ппн} - A_{пн2} = 1,4 - 0,9 = 0,5 \text{ т}$$

в) итого с одного цикла:

- выход товарного угля:

$$A_{ту} = A_n + A_{nn} = 336,1 + 8,6 = 344,7 \text{ т};$$

- выход горной массы:

$$A_{гм} = A_{ту} + A_{пн1} + A_{пнн} = 344,7 + 20,6 + 0,5 = 365,8 \text{ т}$$

Количество породы, исключаемой из горной массы по установленной норме зольности товарного угля:

$$A_{п1} = A_{пн1} + A_{пнн} = 20,6 + 0,5 = 21,1 \text{ т}$$

Для определения суточной нагрузки на очистной забой целесообразно использовать стандартную программу для выполнения расчетов с помощью персонального компьютера.

Зная суточную нагрузку на очистной забой, можно определить количество циклов в сутки и составить планограмму работы лавы:

$$\Pi = A_{см} / A_{гм} = 1730 / 365 = 4,74$$

Годовая производительность шахты:

$$A_{шг} = y \cdot N_{год} \cdot N_{заб} \cdot A_{см}, \text{ т}$$

$y = 1,0004$ - коэффициент, учитывающий добычу угля из подготовительных забоев;

$N_{год} = 300$ - число рабочих дней в году;

A_c - суточная нагрузка на лаву;

$N_{заб} = 4$ - количество работающих очистных забоев в шахте

Тогда:

$A_{шг} = 1,0004 \cdot 300 \cdot 4 \cdot 1730 = 207700 \text{ т}$

Принимаем $A_{шг} = 2 \text{ млн.т}$

4. Выбор механизации очистных работ и определение реакции крепи

4.1. Выбор средств механизации

Для пластов мощностью 2 м выпускается механизированная крепь трех типов:

1 тип 2КМТ - поддерживающего типа, с 4-мя гидростойками с рабочим сопротивлением 1300 кН каждая, для труднообрушаемой кровли. Имеется и 2 гидродомкрата.

3 тип 20КП-70 - поддерживающе-оградительного типа с 1-ой гидростойкой и рабочим сопротивлением 1900 кН для неустойчивой кровли.

По стоимости 1 тип крепи дороже в 2 раза, чем 2 тип за счет количества гидростоек, поэтому выбираем крепь 20КП-70.

Для разработки пластов могут применяться очистные комбайны РКУ-13, 1ГШ-68, 2ГШ-68-Б. По технической характеристике и технологической возможности эти комбайны примерно равнозначны.

РКУ-13 более современная модель, но наиболее надёжным и простым в обслуживании и эксплуатации показал себя комбайн 2ГШ-68-Б, его и выбираем.

Согласно Руководства по выбору типа и типоразмера механизированного комплекса угля для различных горно-геологических условий и исходя из опыта отработки для данных условий, принимаем комплекс КМ-87УМП (II типоразмера). Тип комбайна - РКУ-10 с забойным конвейером СМ-87М.

4.2. Определение реакции крепи

Определение смещений непосредственной кровли

Общее количество блоков над крепью без учета трения между ними составляет:

$$N_{бл} = B / a + 2$$

где B - длина перекрытия механизированной крепи, м;

a - ширина выемочной машины вместе со шнеком, м;

2 - суммарное число блоков пород кровли: одного - зависшего в выработанном пространстве (непосредственная кровля), другого - формирующего шаг обрушения впереди ($\alpha=2$) - основная кровля.

Тогда $N_{бл} = 2.905/0.925 + 2 = 5.14$

Уравнение моментов смещения блоков определяем по формуле:

$$\begin{aligned} Q_1 * 0.5 * a + Q_2 * 0.75 * a + \dots + Q_n * 0.5 * (2 * n - 1) * a = \\ = R_1 * (d + a) + R_2 * (B + a) \end{aligned}$$

где Q_1 , Q_2 , Q_n - масса блоков пород, находящихся в пределах призабойного пространства, т;

$$Q = a * d * \gamma * h_{кр}$$

d - расстояние от начала перекрытия до первого ряда стоек, м;

$h_{кр}$ - мощность пород непосредственной кровли, в данном случае равна 12 м;

Тогда $Q = 0.925 * 1.805 * 2.6 * 12 = 52,09$ т

Для наших условий указанные смещения могут быть определены по формулам:

$$\Delta h_1 = \alpha_1 * m_{max} * L_1, \text{ мм}$$

$$\Delta h_2 = \alpha_1 * m_{min} * L_2, \text{ мм}$$

где α_1 - коэффициент, учитывающий класс пород кровли, равен 0.025;

m_{max} , m_{min} - максимальные и минимальные мощности пласта, мм;

L_1 , L_2 - относительное расстояние от забоя соответственно до переднего и до заднего рядов крепи, мм.

Максимальная мощность пласта определяется по формуле:

$$m_{max} = m * \Delta m, \text{ м}$$

где m - среднее значение мощности пласта, мм

Δm - отклонение мощности пласта от его среднего значения, обычно 20%.

$$\Delta m = 1550 * 0.2 = \pm 310 \text{ мм}$$

Тогда $m_{max} = 1550 + 310 = 1860$ мм

$$m_{min} = 1550 - 310 = 1240 \text{ мм}$$

Отсюда $\Delta h_1 = 0.025 * 1860 * 2.105 = 97.8$ мм

$$\Delta h_2 = 0.025 * 1240 * 3.205 = 99.3 \text{ мм}.$$

Определение допускаемой высоты секции.

Минимальная и максимальная высота секции должны быть такими, чтобы крепь при её раздвижке распирала бы кровлю.

Расчет ведём по следующим зависимостям:

$$H_{min} = m_{min} * \Delta h_2 * q$$

$$H_{max} = m_{max} * \Delta h_1$$

где q - запас раздвиженности стоек на разгрузку её от давления пород, равен 60 мм.

Тогда $H_{min} = 1240 * 99.3 * 60 = 1080.7$ мм

$$H_{max} = 1860 * 97.8 = 1762.2 \text{ мм}$$

Определение реакции крепи.

Величины реакции крепи R_1 и R_2 находим с учетом совместной деформации крепи и кровли по выражениям:

$$R_1 = Q_n * a * n_{6л}^2 * \Delta h_1 * g / 2 * [\Delta h_2 * (B+a) + \Delta h_1 * (d+a)] + P$$

$$R_2 = Q_n * a * n_{6л}^2 * \Delta h_2 * g / 2 * [\Delta h_1 * (B+a) + \Delta h_2 * (d+a)] + P$$

где **P** - предварительный распор крепи,

Тогда

$$R_1 = \frac{52.09 * 0.925 * 5.14^2 * 0.0978 * 9.8}{2 * [0.0993 * (2.905 + 0.925) + 0.0978 * (1.805 + 0.925)]} + 420 = 1355.9 \text{ кН}$$

$$R_2 = \frac{52.09 * 0.925 * 5.14^2 * 0.0998 * 9.8}{2 * [0.0998 * (2.905 + 0.925) + 0.0978 * (1.805 + 0.925)]} + 420 = 1379.1 \text{ кН}$$

Проверочный расчет устойчивости крепи по площади.

Условием отсутствия деформации крепи или пород является соблюдение следующих неравенств:

$$R_{\max} \leq \sigma_{кр} / n_{зап} * F_{кр} ; \quad R_{\max} \leq \sigma_{почв} / n_{зап} * F_{почв}$$

где $\sigma_{кр}$, $\sigma_{почв}$ - пределы прочности пород кровли и почвы на вдавливание, $\sigma_{кр} = 5-6$ МПа и $\sigma_{почв} = 2.5$ МПа;

$F_{кр}$, $F_{почв}$ - площади перекрытия и основания секции крепи, $F_{кр} = 2.02 \text{ м}^2$ и $F_{почв} = 1.28 \text{ м}^2$;

$n_{зап}$ - коэффициент запаса прочности, равен 4-6.

Отсюда

$$R_{\max} \leq 6/5 * 2.02 = 242 \text{ кН} \quad \text{и} \quad R_{\max} \leq 5/5 * 1.28 = 128 \text{ кН.}$$

Выбранный ранее комплекс КМ87УМП с механизированной крепью соответствует рассчитанным нагрузкам от давления кровли.

4.3. Потребный штат рабочих в лаве

Для определения штата рабочих необходимо рассчитать комплексную норму выработки. В неё включаются работы, выполняемые горнорабочими очистного забоя и машинистами горных выемочных машин, предусмотренные паспортом и планограммой ведения работ.

1. Определяем объем добычи в лаве за один цикл:

$$W_{ц} = m_v * a * \gamma * c * C_1 * L, \text{ т}$$

где m_v - вынимаемая мощность, м;

a - захват комбайна (глубина вруба), м;

γ - плотность угля, т/м³;

c - коэффициент извлечения, обычно 0.97;

C_1 - коэффициент, учитывающий необходимость ручной зачистки забоя после комбайна, равен 0.96;

L - длина лавы, м.

$$\text{Тогда } W_{\text{ц}} = 1.55 * 0.63 * 1.41 * 0.97 * 0.96 * 180 = 230.7 \text{ т}$$

2. Определение объема добычи угля при зачистке лавы:

$$W_{\text{зач}} = a * m_{\text{в}} * \gamma * C_1 * n / 100\% , \text{ т}$$

где n - процент добычи от зачистки лавы за комбайном, обычно 3-5%.

$$W_{\text{зач}} = 0.63 * 1.55 * 1.41 * 0.96 * 4 / 100\% = 9.5 \text{ т}$$

3. Определяем число передвигаемых за цикл секций:

$$W_{\text{пер}_c} = L / L_c$$

где L_c - ширина секции, 0.95 м.

$$W_{\text{пер}_c} = 180 / 0.95 = 189.4 \text{ подвижек секций.}$$

4. Определяем число передвижек конвейера за цикл:

$$W_{\text{пер}_k} = L / L_3$$

где L_3 - расстояние передвижки гидродомкратом, 1 м .

$$W_{\text{пер}_k} = 180 / 1 = 180 \text{ подвижек.}$$

5. Определяем количество сопряжений за цикл:

$$W_{\text{сопр}} = L_{\text{сопр}} * C_2 / L_c$$

где $L_{\text{сопр}}$ - длина сопряжения, 12 м;

C_2 - расстояние между стойками крепи, 1.13 м;

L_c - коэффициент, учитывающий частичный выпуск угля из кровли, обычно 1.1-

1.15.

$$W_{\text{сопр}} = 12 * 1.13 * / 2 = 6.78 \text{ подвижек}$$

Трудоемкость выполнения отдельных операций.

Требуемое количество человеко-смен (трудоемкость) по каждой операции устанавливаем из выражения:

$$N_i = W * K_c / H_c$$

где W - объем работы в каждой операции;

K_c - коэффициент, учитывающий число циклов в смене, = 1;

H_c - сменная норма выработки по рассматриваемому процессу (операции).

1. Трудоемкость при выемке угля комбайном

$$N_{\text{комб}} = 230.7 * 1 / 140 = 1.64 \text{ чел-см}$$

2. При зачистке лавы

$$N_{\text{зач}} = 9.5 * 1 / 6 = 1.58 \text{ чел-см}$$

3. При передвижке секций крепи

$$N_{\text{пер_с}} = 189.4 * 1 / 4.6 \text{ чел-см}$$

4. При передвижке конвейера

$$N_{\text{пер_конв}} = 180 * 1 / 55 = 3.3 \text{ чел-см}$$

5. При оформлении сопряжений

$$N_{\text{сопр}} = 3.78 * 1 / 4.35 = 1.56 \text{ чел-см}$$

6. Количество рабочих в лаве определяется из выражения:

$$N_p = N_i / K_n$$

где K_n - коэффициент перевыполнения нормы, по основным операциям равен 1.2 и по вспомогательным - равен 1.15 .

Количество рабочих при выемке угля комбайном:

$$N_p = 1.64 / 1.12 = 1.5 \text{ принимаем } N_p = 2.$$

При зачистке лавы

$$N_p = 1.58 / 1.15 = 1.4 \text{ принимаем } N_p = 2.$$

При передвижке секций крепи

$$N_p = 4.6 / 1.15 = 4 .$$

При передвижке конвейера

$$N_p = 3.3 / 1.15 = 2.86 \text{ принимаем } N_p = 3 .$$

При оформлении сопряжения

$$N_p = 1.56 / 1.15 = 1.36 \text{ принимаем } N_p = 2 .$$

5. Расчет себестоимости добычи угля в лаве

При работе комплекса КМ87-УМН выполняется следующий перечень работ: заливка масла в редукторы комбайна в начале смены и в процессе работы; осмотр и опробование комбайна; осмотр цепи и проверка ее натяжения; осмотр и опробование секции крепи и конвейера; управление комбайном при выемке, само зарубке и перегоне; осмотр и замена резцов в начале смены и в процессе работы; проработка и регулирование исполнительного органа по высоте; подтягивание и подвеска кабеля и шланга орошения; уборка кусков угля и породы, упавших на комбайн; срыв “земника”, уборка забоя, зачистка почвы; расштыковка конвейера; управление гидросистемой при передвижке секций крепи; зачистка почвы для передвижения секций; выравнивание секций и высвобождение их в случае зажатия; управление гидросистемой при передвижке головок конвейера СП-87ПМ; выравнивание конвейерного става.

Объем работ по процессам на цикл (пример):

Добыча угля с одного цикла - $200 * 1,6 * 0,63 * 1,81 = 365 \text{ т}$;

Выемка угля комбайном - $(200 - 5,5) * 1,6 * 0,63 * 1,81 = 355 \text{ т}$;

Выемка угля из верхней ниши - $5,5 * 1,6 * 0,63 * 1,81 = 10$ т;
 Бурение шурфов по углю в нише - $10 * 0,63 = 6,3$ м;
 Крепление ниши стойками ГС - $(5,5 / 0,8) * (0,63 / 1,6) = 2,7$ комплект;
 Крепление ниши над головкой под брус - $(3 / 0,5) * (0,63 / 1,6) = 2,4$ комплект;
 Вбивка стоек при передвижке головки в нише - $(5,5 / 0,8) * (3 * 3 / 0,5) = 24,9$ шт;
 Установка стоек в нише - 24,9 шт;
 Передвижка крепи сопряжения - 0,63 м;
 Выкладка “костров” - $0,63 / 1,6 * 3 = 1,18$ шт;
 Доставка стоек для кладки “костров” - $(1,6 / 0,12) * 2 * 1,17 = 31,5$ шт;
 Доставка брусьев к нише - $2,4 + 2,7 = 5,1$ шт;
 Укорачивание конвейера по конвейерному штреку - 0,63 м;

Коэффициент цикличности:

$184,45 / 355 = 0,51$, где:

$184,45 = 307 * 1,35 * 0,91 * 0,9 * 1,05 * 1,05 * 0,85 * 0,9 * 0,8 * 0,8$ - норма

выработки на выемку угля комплексом с учетом поправочных коэффициентов.

Нормативная трудоемкость, приведенная к одному циклу, чел-смена:

$5,839 / 0,51 = 11,449$,

в т.ч.: машинист горновыемочных машин - $1 / 0,51 = 1,96$ чел-смена;

ГРОЗ - $11,449 - 1,96 = 9,489$ чел-смена.

Расчет комплексной нормы выработки и расценки по сборнику НВ для угольных месторождений РФ см. в таблице.

С учетом перевыполнения норм выработки на 10% принимаем явочную численность звена по добыче: $12,978 * 0,9 = 11,68$; принимаем звено ГРОЗ в составе 12 человек. Для обслуживания маслостанции СНУ-5 и устранения аварий в процессе работы в состав звена необходимо включить дежурного слесаря 5 разряда. Тогда комплексная норма выработки составит 28,07 т, расценка 1,56 руб/т. Для построения планограммы работ в лаве необходимо рассчитать продолжительность несовмещенных операций:

- взрывание и проветривание шпуровых зарядов в нише - 20 мин;
- передвижка нижней головки - 10 мин;
- передвижка верхней головки - 7 мин;
- укорачивание конвейера по штреку - 15 мин;
- работа комбайна по добыче - $360 - (20 + 10 + 7 + 15) = 308$ мин.

Так как в наших условиях скорость подачи комбайна равна 1 м/мин, то за 308 мин звено выполнит: $308 / 195 = 1,58$ цикла.

За сутки: $1,58 * 3 = 4,74$ цикла.

Тогда суточная нагрузка на лаву:

$4,74 * 365 = 1730$ т/сут.

Так как на шахте работает 4 лавы, то годовая производительность шахты составит - $1730 * 4 * 300 = 2076000$ т/год.

Для расчета численности рабочих в первую смену определим объем работ:

- доставка стоек для “костров” - $31,5 * 3 = 94,5$ шт;
- доставка брусьев - $5,1 * 3 = 15,3$ шт;
- отгрузка и доставка рештаков - $(4,74 * 0,63 * 160) / 1,355 = 0,67$ т;
- извлечение крепи - $(4,74 * 0,63) / 0,9 = 3,3$ рама;
- отгрузка и доставка извлеченной крепи (АП-13,8). Т - $3,3 * 0,304 = 1$;

Расчет комплексной нормы выработки см. в таблице.

Для расчета количества людей в лаве оценим потребное их количество по нормативу.

Обноска кабелей силовых, освещения и связи:

по нормативу - 2 слесаря 1У раз.;

- ремонт вышедших из строя секций:
по нормативу - 1 слесарь У раз. на 50 секций М87УМН;
- итого на лаву - $(200 - 2 - 3) / 0,95 \cdot 50 = 4$ чел.;
- укорачивание конвейера по лаве - $2 \cdot 1,355 = 2,71$ м;
- наращивание конвейера по лаве - 2,71 м;
- демонтаж рельсового пути (Р-24) - $4,74 \cdot 0,630 = 2,98$ м;
- обслуживание и ремонт комбайна:
по нормативу - 1 МГВМ - У1 раз. и 1 слесарь - У раз. ;
- обслуживание и ремонт маслостанций:
по нормативу: 1 слесарь - У раз.;
- обслуживание электровозов по конвейерному и вентиляционному штрекам:
по нормативу: 1 машинист - 1У раз.;
- ревизия скребкового конвейера по штреку:
по нормативу: 1 слесарь - 1У раз., 1 ГРОЗ-1У раз.

Учитывая нормативные данные и коэффициент перевыполнения норм выработки на 10%, принимаем явочную численность ремонтного звена:

$$(4,359 + 13) \cdot 0,9 = 15,62, \text{ принимаем } 16 \text{ человек.}$$

Для обслуживания скребкового конвейера СП-202 по штреку в добычную смену по нормативу необходимо иметь МПУ III разряд.

Таким образом, явочная численность бригады составит: $(3 \cdot 14) + 16 = 58$ чел.

$$\text{Коэффициент списочного состава: } K_{\text{сп}} = 300 / 205 = 1,46,$$

где 300 дней - число дней работы шахты в году;

$$365 - 66 - 94 = 205 - \text{число выходов рабочих в году.}$$

Списочный состав добычной бригады равен:

$$N_{\text{сп}} = N_{\text{яв}} \cdot K_{\text{сп}} = 58 \cdot 1,46 = 84,7, \text{ принимаем } 85 \text{ человек}$$

Таблица

Основные операции

Вид работ	Норма выработки				Объем работ на цикл	Потребное колич. чел-смена	Тарифная ставка, руп.	Сумма зарплат на цикл, руп	Расценка за 1т, \$	Основание (параграф)
	един.изм.	по сборнику НВ	К по сборнику НВ	Установленная						
Выемка угля комплексом	т	307	0,91x0,9x0,85x0,9x0,8x0,8x1,5	184,45	355	-	-	-	-	1
Машинист горно-выемочных машин, 1Ураз.	-	-	-	-	-	1,96	46,53	91,17	-	
ГРОЗ, У раз.	-	-	-	-	-	9,489	40,17	381,15	-	-
Навалоотбойка угля в нише	-	23,8	0,75x0,9	16,06	10	0,622	40,17	24,96	-	31
Бурение шпуров в нише	м	196	0,9x0,9	158,76	6,3	0,039	40,17	1,56	-	27
Крепление ниши	компл.	73,5	0,9x0,85x0,8	44,98	2,7	0,06	40,17	2,4	-	35
Крепление ниши над головой	компл.	73,5	0,9x0,85x0,8	44,98	2,7	0,06	40,17	2,4	-	35
Выбивка стоек	шт	250	0,9x1,2	270	24,9	0,092	40,17	3,69	-	38
Установка стоек	шт	250	0,9x1,2	270	24,9	0,092	40,17	3,69	-	35
Передвижка крепи сопряжения	м	10	0,9	9	0,63	0,07	40,17	2,79	-	43
Выкладка костров	шт	20,2	0,9x0,9	16,36	1,18	0,072	40,17	2,88	-	49
Доставка стоек для костров	шт	295	0,9x1,5x0,9	258,42	31,5	0,087	40,17	3,48	-	124
Доставка брусьев	шт	878	0,9x1,5x0,9	1066,77	5,1	0,004	40,17	0,15	-	124

в нишу										
Укорачивание конвейера	м	2,26	0,9x1,1x0,85	1,9	0,63	0,331	40,17	13,29	-	54
Комплексная норма и расценка		-	-	28,12	365	12,978	-	533,61	14,4	

Таблица

Вспомогательные операции

Вид работ	Единица измерения	Норма выработки			Объем раб. на смену	Потребное количеств, чел-см	Тарифная ставка, \$	Сумма зарплат, \$	Основание (параграф)
		По сборнику	К по сборнику	Установленное					
Доставка стоек	шт	743	-	743	94,5	0,127	311,1	3,93	105
Доставка брусьев	шт	2420	-	2420	15,3	0,006	311,1	0,18	105
Погрузка материалов и оборудования	т	6,4	-	6,4	1,67	0,267	311,1	8,07	164
Доставка оборудования и материалов	т	1,28	-	1,28	1,67	0,260	311,1	8,07	169
Извлечение крепи	рама	3,97	0,9x0,9	3,21	3,3	1,028	350,1	35,97	132
Укорачивание конвейера	м	2,26	1,1x0,85	2,11	2,71	1,284	401,7	51,57	54
Нарщивание конвейера	м	2,26	1,1x0,85	2,11	2,71	1,284	401,7	51,57	54
Срыв рельсового пути	м	27,0	-	27,0	2,98	0,11	311,1	3,42	99
ИТОГО	-	-	-	-	-	4,359	-	162,78	

Количество рабочих на шахте, занятых по добыче угля:

$$85 \cdot 4 = 340 \text{ человек}$$

Производительность рабочего в смену:

$$P_{\text{см}} = 1730 / 58 = 29,8 \text{ т/см.}$$

Производительность рабочего в смену;

$$P_{\text{мес}} = 1730 \cdot 26 / 85 = 508,8 \text{ т / мес}$$

Таблица

Затраты по элементу "Амортизации"

Наименование оборудования	Опт. цена, тыс.\$	Количество, ед.	Сумма, тыс. \$	Транспорт и монтаж %, тыс. \$	Полная балансовая стоим, тыс.\$	Норма аморти. %	Аморт. на сутки, \$
Комплекс КМ87УМН	1350	1	1350	50%-675	2025	74	4108,5
Конвейер СР-70	60,6	1	606	50%-30,3	90,9	29,4	72
Конвейер 1л-80	136	2	272,1	50%-136	408,15	21,9	122,43
Установка НУМС	14,4	1	14,4	30%-4,32	18,7	28	14,82
Стойки ГС	0,20	16	3,2	20%-0,65	3,85	12	1,5
Лебедка 55ЛС 3С	10,5	2	21	30%-6,3	27,3	13,7	10,26
Лебедка БЛ 1200/1030-2	16,35	1	16,35	30%-4,9	21,25	14	9,66
Комбайн 1К101У	87	1	87	50%-43,5	130,5	33,1	121,32
Буровой станок СЭК-1	0,75	2	1,5	30%-0,45	1,95	48	2,55
Конвейер СП87ПМ	195	1	195	50%-97,5	292,5	64	512,85
Неучтенные						10	497,58
ИТОГО							5473,47

Таблица

Расход электроэнергии по лаве за сутки

Потребитель энергии	Число, ед.	Мощность, кВт	Время работы за сутки, час	Расход электр. в сутки	Коэффициент	Тариф за 1 кВт, \$	Стоимость электр за сутки, \$
Комбайн 1ГШ68	1	250	15	3750	0,75	0,12	450
Конвейер СП87ПМ	1	220	16	3520	0,8	0,12	420
Конвейер 1СР-70		90	16	1440	0,8	0,12	172,8
Конвейер 1Л-80	1	40	18	320	0,8	0,12	86,4
Маслостанция СНУ5	1	27	24	648	0,95	0,12	77,76
Насос НУМС	1	30	24	720	0,9	0,12	86,4
Лебедки	3	120	16	1920	0,7	0,12	230,4
Освещение	64	0,25	24	16	1,0	0,12	1,92
Установка УМ-35	1	60	6	360	0,7	0,12	434,4
ИТОГО							1960

Таблица

Расчет затрат на материалы (приведенный к суточной норме)

Наименование материалов	Един. измерен.	Необх. количество на сутки	Опт. цена, \$	Трансп. расходы 10%	Суммарное, \$	Общая стоим. \$
Эмульсия	т	5	68,4	6,84	752,4	376,2
Запасные части	\$	203,4	203,4	20,34	223,5	423,9

Зубки для комбайна	шт	22	3,9	0,39	3,99	87,78
Лес круглый	м	2,22	88,8	8,88	96,9	213,3
Шт.брус 0,15 x 0,20 x 2,2	м	1,6	97,8	9,78	108,6	173,76
Насадки для М-88	шт	10	11,4	1,14	12,54	125,4
Стойки деревянные 1,2 x 0,14	м	0,48	88,8	8,88	97,62	46,83
Распилы, стойки 3x 0,18	м	0,11	88,8	8,88	97,62	10,74
Неучтенные	%	10%				484,65
Итого						1942,56

Таблица

Калькуляция себестоимости добычи очистного забоя (лавы)

Наименование статей расхода	Разряд	Единица измерения	Количество	Стоимость единицы, \$	Сумма, \$
1. Заработная плата по отдельному расчету:					1098,3
Электрослесарь	V	чел/см	0,900	40,17	40,17
Итого по тарифам					1138,47
Доплата за ночное время		10%			113,82
Премия за выполнение плана		20%			250,44
ИТОГО:					1502,73
Дополн. зарплата		15%			225,39
Итого с доп. зарплатой					1728,3
Страховые начисления		26%			449,37
Итого со страх.начисл.					2177,64
2. Материалы по отдельному расчету:					1161,6
Неучтенные		10%			116,16
Итого с неучтенными					3455,28
3. Электроэнергия по отдельному расчету:					352,17
Итого					3807,45
4. Амортизация по отдельному расчету:				1189,32	
Итого на цикл:				18806,6	

$$C_{сб} = 18806,6 / 320 = 58,80 \text{ \$/т}$$

Таблица

Капитальные затраты и годовые амортизационные отчисления на оборудование электроснабжения

Наименование оборудования	Оптов. цена, тыс.\$	Количество	Сумма, т.\$	Транспорт и монтаж, 20%	Полная стоим., тыс.\$	Норма аморти. %	Годовая аморти. тыс.\$
ГПП	615	1	615	123	738	16,3	120,3
ТСШВП 250/6	15,6	5	78	15,6	93,6	16,3	15,25

ТСШ 2,5/0,4	0,27	7	1,89	0,37	2,26	16,3	0,36
ИТОГО							135,55
Неучтенные		10%					13,55
ВСЕГО							149,1

Амортизация в смену составит:

$$A_{\text{см}} = A_{\text{м.г}} / 365 * 4 = 149100 / 365 * 4 = 102 \text{ \$/см}$$

Таблица

Калькуляция сменной себестоимости электроснабжения

Наименование статей расходов	Разряд	Единица измерения	Количество единиц	Стоимость един., \$	Сумма, \$
1. Заработная плата					
Дежурный ГПП	1У	чел-см	1	17,25	17,25
Слесарь по лаве	У		5	32,4	162
Линейный контролер	1У		2	25,2	58,4
Дежурный подстанции	У		2	32,4	64,8
Итого по тарифам:					294,45
Доплата за ночное время		%	8		23,55
Премия			20		47,7
Итого с ночными:					365,7
Дополн. зарплата			15		50,7
Итого с доп. зарплатой:					416,4
Страховые начисления		%	26		104,58
Итого со страх. начислениями:					520,98
Амортизация по отдельному расчету					102,42
ИТОГО прямых затрат:					623,4

Калькуляция себестоимости электроснабжения.

На шахте существуют 2 участка, занимающихся транспортировкой угля, породы, людей и грузов:

- участок конвейерного транспорта (УКТ);

- участок внутришахтного транспорта (ВШТ). Который занимается электровозным транспортом.

Себестоимость затрат на электроэнергию составит:

$$C = 623,4 / 428 \cdot 4 = 1,455 \text{ \$/т.}$$

Список литературы

1. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. - М., Недра, 1983.
2. Попов Г.Н. Технология и комплексная механизация разработки рудных месторождений. - М., Недра, 1970.
3. Брюховецкий Я.С., Бунин Ж.В., Ковалев И.А. Технология и комплексная механизация разработки месторождений полезных ископаемых. - М., Недра, 1989, 300 стр.
4. Кантович Л.И., Гетопанов В.Н. Горные машины. - М., Недра, 1989, 304 с.
5. Справочник горного инженера угольной шахты. - М., Недра, 1932, с.328-334, 344, 346, 392-409.
6. Технология строительства горных предприятий. - М., Недра, 1989, с.407-419.
7. Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений. - М., Недра, 1989, с.242, 392-404.
8. Воспроизводство вскрытых и подготовительных запасов угля на шахтах. - М., Недра, 1990, с.139-144.
9. Проведение и крепление горных выработок. - М., Недра, 1988, с. 228-236, 330-334.
10. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников. Под ред. Г.Я.Пейсохвича, И.П.Репгизова. - М., Недра, 1985, с.413,555.
11. Справочник по горнорудному делу. - М., Недра, 1383, №.793-794, 678, 684, 751-759.
12. Справочник по электроустановкам угольных предприятий, электроустановки угольных шахт. - М., Недра, 1988, с.53-59, 127, 148, 218, 379-380, 604.
13. Машковцев И.Л. Проветривание горных выработок. - М., УДН, 1973.
14. Методические указания. Технология подземной добычи угля. - М., 1981.
15. Справочник мастера ОТК угольного предприятия.
16. А.С.Астахов, Г.Л.Краснянский, Ю.Н.Мальшев, А.Б.Яновский Горная микроэкономика (экономика горного предприятия). - М., изд. Академии горных наук, 1997. - 279 с.
17. Салманов О.Н. Экономическая оценка инвестиций. М., МГГА, 1996, 27 с.
18. Салманов О.Н. Оценка инвестиций в реальные активы. М., МГГА, 1997, 27 с.
19. Симаков В.А., Домбровский А.П., Титов Л.М., Арутюнов К.Г. Подземная разработка месторождений цветных, редкий и радиоактивных металлов. - М., МГРИ, 91, 148 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Определение газообильности шахты	2
Производительность и срок службы шахты	3
Вскрытие и подготовка шахтного поля	4
1. Сравнение вариантов при выборе способа вскрытия	4
2. Оценка эффективности инвестиций	6
3. Выбор варианта вскрытия для конкретного угольного месторождения	12
Выбор системы по горно-геологическим и горнотехническим факторам	15
Подготовка шахтного поля	16
Определение оптимального размера панели по простиранию	17
Определение параметров системы разработки длинными столбами	20
Механизация очистных работ	23
1. Проведение откаточного штрека механической отбойкой	23
2. Проведение полевого штрека буровзрывным способом	25
3. Комплексно-механизованная выемка.	29
Пример 1. Определение нагрузки на лаву	30
Пример 2. Расчет нагрузки на очистной забой	30
4. Выбор механизации очистных работ и определение реакции крепи	32
4.1. Выбор средств механизации	32
4.2. Определение реакции крепи	33
4.3. Потребный штат рабочих в лаве	35
5. Расчет себестоимости добычи угля в лаве	37
Список литературы	45
Оглавление	46