МИНИСТЕРСТВО ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР
Г Л А В Р У Д А
Восточный научно-исследовательский горнорудный институт
(ВостНИГРИ)
Кемеровское областное правление НТО ЧМ

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ

по определению рациональных схем подготовки и параметров объемных и линейных выработок основного откаточного горизонта

Новокузнецк
1974

gost.e-ecolog.ru

МИНИСТЕРСТВО ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР
Г Л А В Р У Д А

Восточный научно-исследовательский горнорудный институт
(ВостНИГРИ)

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ

по определению рациональных схем подготовки и параметров объемных и линейных выработок основного откаточного горизонта

НОВОКУЗНЕЦК
1974

УДК 622.235.2.

В „Методических рекомендациях" приводятся возможные варианты схем подготовки основного горизонта рудника, расчётные формулы по определению оптимальных параметров элементов этих схем и их экономических показателей. Для обоснования оптимального варианта подготовки горизонта предложена экономико-математическая модель, представляющая собой математическое выражение по определению приведенных затрат.

„Методические рекомендации" предназначены для практического использования инженерно-техническими работниками горнодобывающих предприятий научно-исследовательских и проектных институтов.

Одним из основных этапов строительства новых рудников и реконструкции действующих является вскрытие и подготовка рабочих горизонтов месторождения. На эти этапы строительства приходится до 50÷60% капитальных затрат, не считая стоимости поверхностного комплекса.

Важным этапом проектирования нового горизонта является определение рациональных параметров объёмных и линейных горных выработок, при которых достаточно полно удовлетворялись бы их эксплуатационно-технические показатели, обеспечивающие надёжность и стабильность в работе и экономичность при строительстве. Используемые в настоящее время "Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий чёрной металлургии с подземным способом разработки" позволяют решать общие вопросы подготовки основных горизонтов и не дают решений по отдельным конкретным горным выработкам.

„Методические рекомендации" дополняют "Нормы технологического проектирования" и позволяют проектировщикам определять наиболее рациональную схему подготовки основного горизонта и оптимальные геометрические параметры линейных и объёмных горных выработок, проходимых на горизонте.

Рекомендации могут использоваться при проектировании основных горизонтов для отработки месторождений с крепкими рудами и вмещающими породами с различной мощностью рудных

тел и подготовкой их полевыми штреками и погрузочными ортами.

Основные положения „Методических рекомендаций" обсуждены на технических совещаниях Сибирского филиала института Гипроруда, рудников Горной Шории и Хакасии, научно-техническом совете института ВостНИГРИ и получили положительную оценку.

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Выбору оптимальных параметров подготовки основного откаточного горизонта должны предшествовать:

разработка конкурирующих вариантов;

определение оптимальных параметров камерных и линейных горных выработок;

определение стоимостных показателей и показателей по производительности горного оборудования.

После этого разрабатывается экономико-математическая модель основного горизонта, рассчитывается и выбирается оптимальный вариант подготовки основного горизонта.

За критерий оптимальности следует принимать минимум приведенных затрат, необходимых для строительства, поддержания и проветривания выработок основного горизонта, а также приобретение и эксплуатацию размещенного на этом горизонте оборудования.

$$П = С + E_н \cdot К = min, \qquad (I)$$

где П – приведенные затраты, руб;

С – эксплуатационные расходы, руб;

К – капитальные затраты, руб;

$E_н$ – нормативный коэффициент экономической эффективности ($E_н = 0,12$).

Если необходимо учесть фактор времени, то можно использовать следующую формулу для приведенных затрат:

$$П^t = (C + E_н \cdot K) \frac{(1 + E_{нп})^{t+1} - 1}{E_{нп} \cdot (1 + E_{нп})^t} = min, \qquad (2)$$

где $П^t$ – приведённые затраты с учётом фактора времени, руб.

$E_{нп}$ – нормативный коэффициент приведения разновременных затрат ($E_{нп} = 0,08$);

t – длительность рассматриваемого периода, лет.

Исходными данными для расчёта оптимальных параметров и выбора конкурентно-способных вариантов являются:

основные горногеологические условия: глубина залегания, запасы, мощность и погоризонтные площади рудных тел, водообильность месторождения, физико-механические свойства руд и вмещающих пород, форма рудных тел, условия залегания, рельеф местности и другие;

основные горно-технические условия: технология очистной выемки, система вентиляции, погрузочно-доставочное, транспортное, буровое и другое горное оборудование, расположение промплощадки и т.д.

экономические и организационные условия: производительность горизонта, режим работы рудника, тарифные ставки и цены.

ВЫБОР СХЕМЫ ПОДГОТОВКИ ОТКАТОЧНЫХ ГОРИЗОНТОВ

Схемы подготовки рудных тел малой мощности

Удельный вес промышленных железорудных месторождений с

рудными телами малой мощности невелик, и они, как правило, сопутствуют более мощным. Маломощные рудные тела целесообразно подготавливать откаточными штреками. В зависимости от горно-геологических условий схема подготовки может быть полевая и рудная.

Полевая подготовка откаточными штреками применяется в основном для наклонных и крутопадающих месторождений, когда руды по сравнению с вмещающими породами неустойчивые. В этом случае откаточный штрек, который является и погрузочным, целесообразно располагать в породах лежачего бока в зоне или за зоной влияния горных работ и выполняет роль основного откаточного штрека и вспомогательного. Принципиальная схема подготовки рудных тел малой мощности показана на рис.I.

Объём подготовительных работ на горизонте определяется из выражения[1] $V_n = \sum_1^n l_n \cdot S_ш$, $м^3$. (3)

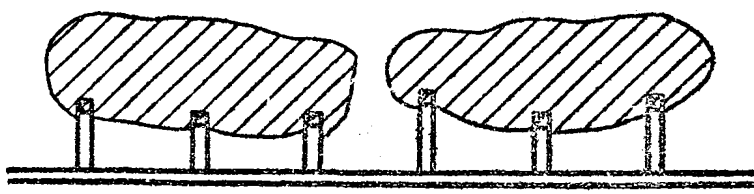

Рис.I. Подготовка рудных тел полевыми штреками.

Если рудное тело сложено достаточно крепкими и устойчивыми рудами в виде вертикальных линз, то его подготовку осуществляют рудными штреками. Откаточный штрек является и погрузочным, как правило, он сбивается с основным, пройденным

I) Обозначения величин, входящих в формулы (3)-(15), приведены в конце первого раздела.

к лежачем боку за зоной сдвижения.

Объём подготовительных работ определяется по формуле (3). Схема подготовки показана на рис.2.

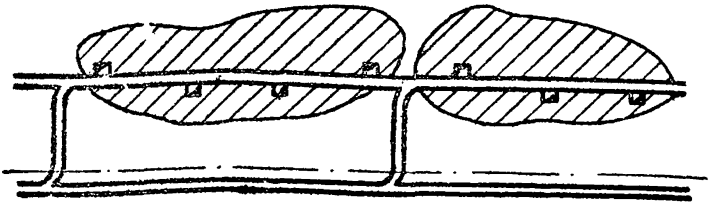

Рис.2. Подготовка рудным и полевым штреками.

Схемы подготовки средних и мощных рудных тел

Средние и мощные рудные тела могут иметь штрековую и ортовую подготовку. Преимущество отдаётся последней, так как с помощью орта осуществляется доразведка и оконтуривание рудного поля.

Штрековая подготовка. Штрековая подготовка горизонта может осуществляться:

I. Одним штреком, пройденным по рудному телу с дальнейшим соединением или без него с главным откаточным штреком, пройденным вне зоны сдвижения (рис.3). Объём подготовительных работ рассчитывается по формуле (3).

2. Несколькими погрузочными штреками, пройденными по рудному телу с дальнейшим соединением (реже без него) с главным откаточным штреком, пройденным вне зоны сдвижения (рис.4). Такая схема применяется в случаях, если в крыле работает несколько электровозных составов. Погрузочные штреки при длине свыше

100–120м соединяют между собой диагональными или кольцевыми сбойками.

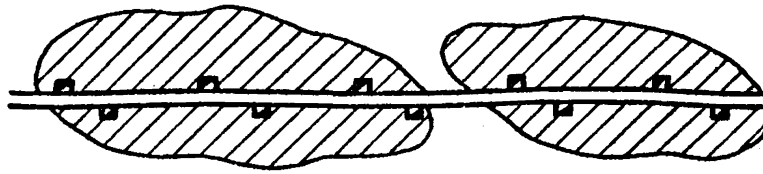

Рис.3. Подготовка рудным штреком.

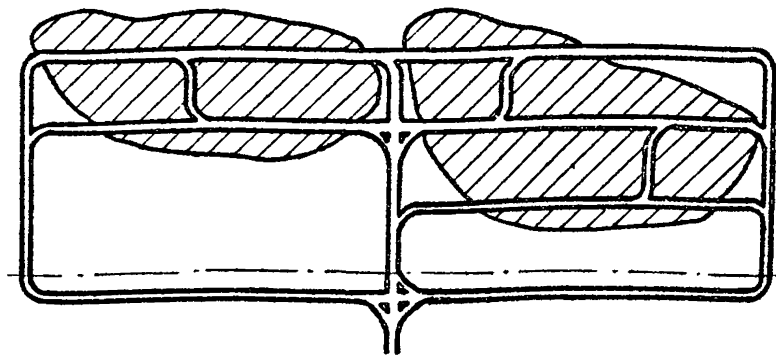

Рис.4. Подготовка несколькими рудными штреками.

Объём подготовительных работ подсчитывается по формуле

$$V_п = \sum_{1}^{n} l_ш \cdot m \cdot S_ш + \sum_{1}^{n} l_с \cdot n_с \cdot S_с \text{ , } м^3. \quad (4)$$

3. Если горизонт служит только для откатки горной массы от рудоспусков, подготовку его можно осуществлять полевым штреком, пройденным вне зоны влияния очистных работ (рис.5), или полевым и кольцевым штреками (рис.6).

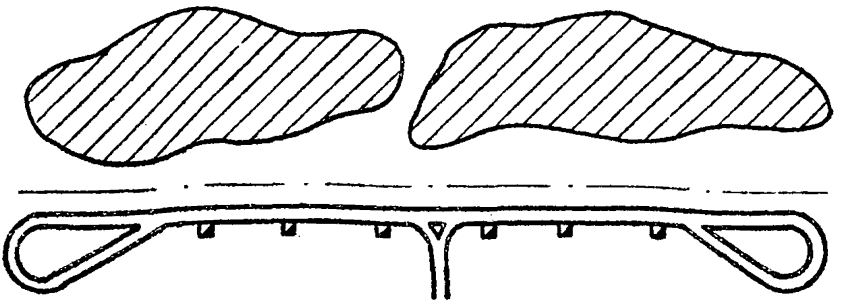

Рис.5. Подготовка полевым штреком с рудоспусками.

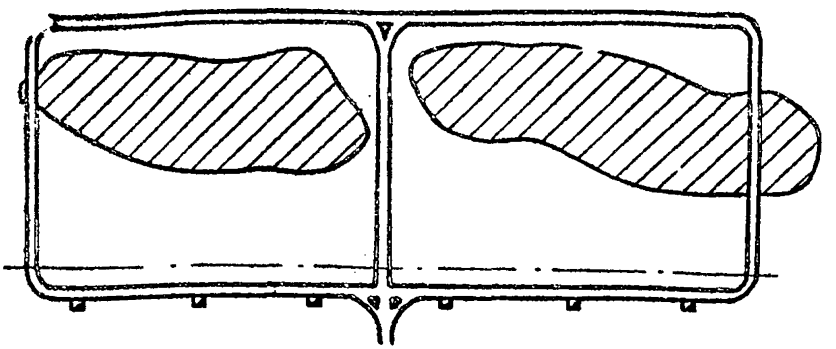

Рис.6. Подготовка полевым и кольцевым штреками с рудоспусками.

В этом случае объём подготовительных работ определяется по формуле

$$V_п = \sum_{1}^{n} (l_ш \cdot m \cdot S_ш + l_т \cdot т \cdot S_т + l_с \cdot n_с \cdot S_с), м^3. \quad (5)$$

Ортовая подготовка. I. Очень часто на рудниках с небольшой производительностью используется схема подготовки тупиковыми ортами (орт-заезд) (рис.7). В тупиковой части орты сбивают с вентиляционно-ходовым штреком, проходимым в висячем

боку месторождения. Полевой штрек проходят за зоной сдвижения горных пород. Объём подготовительных работ определяется по формуле

$$V_п = \sum_{1}^{n} \left(15 + \frac{S_р}{l_п} + H_э \frac{Sin(\alpha - \beta_1)}{Sin\alpha \cdot Sin\beta_1}\right) \cdot \frac{S_о \cdot l_п}{a}, м^3. \quad (6)$$

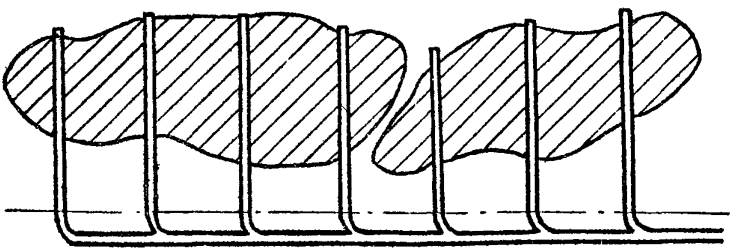

Рис.7. Подготовка тупиковыми ортами.

2. Наибольшее распространение при подготовке средних и мощных месторождений получила ортовая схема подготовки с кольцевым штреком. В этом случае в висячем боку орты соединяют между собой откаточным штреком. Вентиляционный штрек проходят на уровне откаточного горизонта или выше его (рис.8). Объём подготовительных работ определяется по формуле

$$V_п = \sum_{1}^{n} \left[\left(15 + \frac{S_р}{l_п} + H_э \frac{Sin(\alpha - \beta_1)}{Sin\alpha \cdot Sin\beta_1}\right) \cdot S_о \left(\frac{l_п}{a} + 1\right) + l_{кг} \cdot S_{кш}\right], м^3. (7)$$

3. Если для откатки от участковых рудоспусков проходят специализированный откаточный горизонт, то подготовку осуществляют откаточными ортами, которые соединяют в лежачем боку полевым откаточным штреком, а в висячем – кольцевым. Орты проходят через участковые рудоспуски (рис.9). Объём под отовитель-

ных работ на горизонте находится по формуле

$$V_n = \sum_{1}^{n}\left[(15 + \frac{S_p}{l_n} + H_э \frac{Sin(\alpha - \beta_1)}{Sin\alpha \cdot Sin\beta_1})\frac{S_o l_n}{a} + l_{кш} S_{кш} + H_э \cdot S_z \cdot x\right], м^3 \quad (8)$$

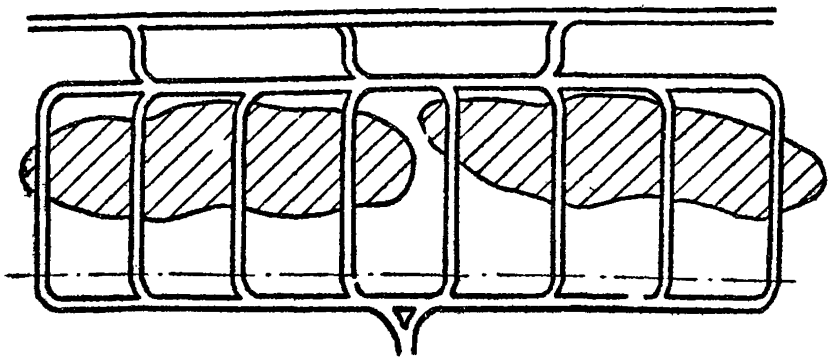

Рис.8. Подготовка погрузочными ортами с кольцевым штреком.

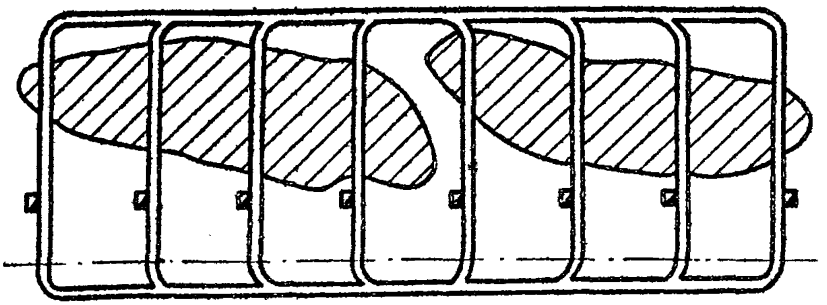

Рис.9. Подготовка откаточными ортами.

4. Если рудоспуски располагают в висячем боку месторождения, то подготовку осуществляют откаточным штреком в висячем боку с участковыми рудоспусками и главными откаточными ортами (рис.10).

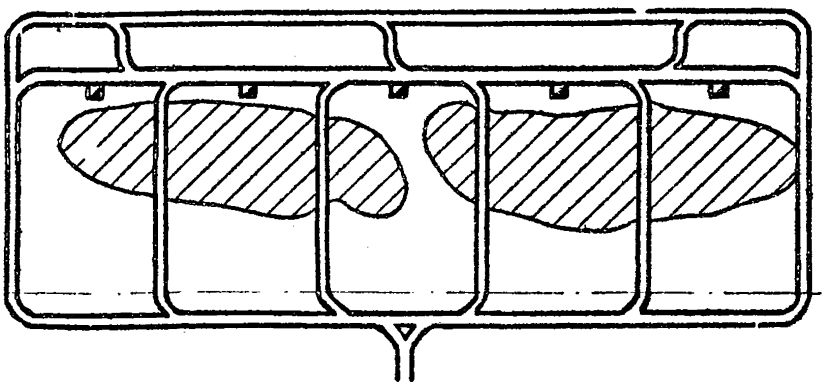

Рис.IO. Подготовка откаточными ортами с рудоспусками в висячем боку

Объём подготовки определяется по формуле (8) с учётом вентиляционно-ходового штрека и сбоек на него.

5. Подготовку сдвоенными откаточными штреками за зоной сдвижения пород лежачего бока применяют при повышенном горном давлении в породах лежачего бока, когда поддержание выработок большого сечения затруднено, а также при одностороннем движении подземного транспорта с большой интенсивностью откатки (рис.II).

Объём подготовительных работ подсчитывают по формуле

$$V_n = \sum_{1}^{n}\left[\left(15 + \frac{S_p}{\ell_n} + H_э \frac{Sin(\alpha - \beta_1)}{Sin\alpha \cdot Sin\beta_1}\right)\frac{S_o \ell_n}{a} + S_{кш} \cdot \ell_{кш}\right], м^3. \quad (9)$$

6. При относительно небольших углах сдвижения пород лежачего бока или большой высоте этажа зона сдвижения пород лежачего бока от разработки нижележащего этажа распространяется на значительное расстояние от рудных тел. Поэтому для сокра-

щения затрат на проведение дополнительного объёма выработок подготовку рудных тел осуществляют групповыми ортами (рис.I2, I3).

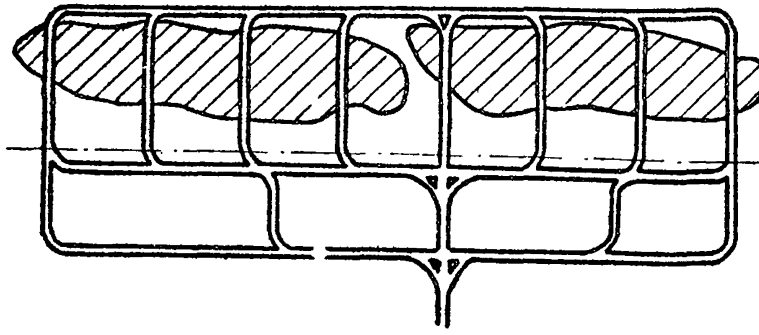

Рис.II. Подготовка сдвоенными полевыми штреками

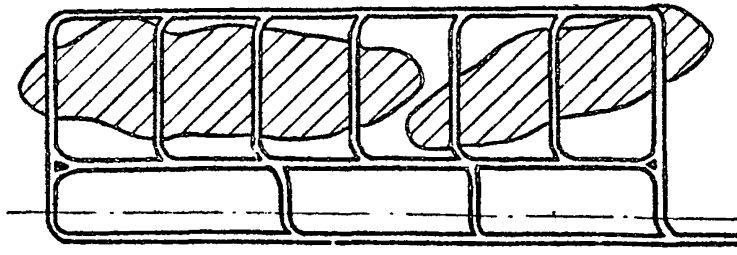

Рис.I2. Подготовка групповыми ортами с кольцевыми штреками в лежачем и висячем бокаx месторождения.

Объём подготовки для случая, показанного на рис.I2, определяется по формуле

$$V_n = \sum_{1}^{n} \left[\left(15 + \frac{S_p}{\ell_n} + H_3 \frac{Sin(\alpha - \beta_1)}{Sin\alpha \cdot Sin\beta_1} - \ell \right) \frac{S_o \ell_n}{a} + 2 \cdot \ell_{кш} S_{кш} + S_o \cdot \ell \cdot n_c \right], м^3 \quad (10)$$

7. Подготовку обособленными групповыми ортами с диагональными сбойками (см.рис.I3) применяют при изолированной отработке участков рудных тел. Объём подготовки вычисляют по формуле

$$V_п = \sum_{0}^{n} \sum^{p} \left[(S_o \cdot L_{or} + S_c \cdot \ell_c) + \ell_{кш} \cdot S_{кш} \right], м^3. \quad (II)$$

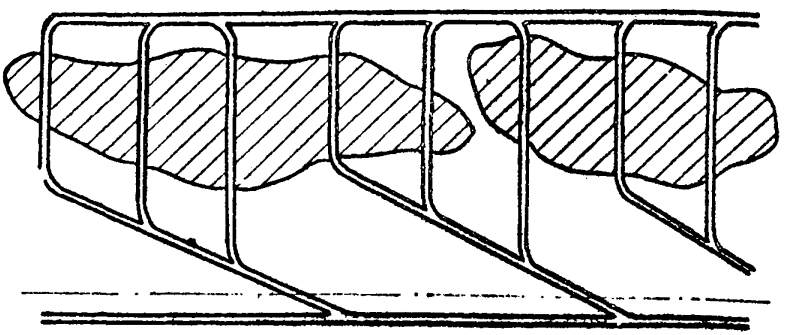

Рис.I3. Подготовка изолированными групповыми ортами и диагональными сбойками.

Схемы подготовки рудных тел большой мощности

Основные горизонты при рудных телах большой мощности подготавливают ортами или штреками, а чаще всего различным сочетанием этих двух типов выработок. Подготовка горизонтов одновременно ортами и штреками является комбинированной. Для таких схем характерна высокая производительность откатки, которая достигается односторонним движением по однопутевым выработкам.

Комбинированные схемы подготовки горизонтов

I. Ортово-штрековая подготовка. Её применяют, если горные выработки, пройденные по простиранию, более устойчивы, а ведение очистных работ стабильно. Рудное тело делят по простиранию на участки главными откаточными ортами, между которыми проводят погрузочные штреки (рис. I4).

Объём подготовительных работ вычисляют по формуле

$$V_п = \sum_{1}^{n} \left[\left(15 \cdot \frac{S_р}{l_п} + H_э \frac{Sin(\alpha - \beta_1)}{Sin\alpha \cdot Sin\beta_1} \right) \cdot S_0 \left(\frac{l_п}{a} + 1 \right) + \frac{S_р}{в} \cdot S_ш + l_{кш} \cdot S_{кщ} \right], м^3. \quad (12)$$

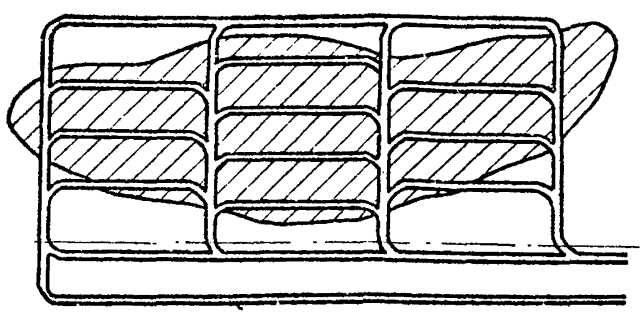

Рис. I4. Комбинированная ортово-штрековая подготовка

2. Штреково-ортовая подготовка. Во всех остальных случаях подготовку осуществляют по штреково-ортовой схеме (рис. I5). Горизонт подготавливают главными откаточными ортами, между которыми проходят откаточные рудные штреки, а между штреками - погрузочные орты.

Объем подготовки по такой схеме вычисляют по формуле

$$V_{п}=\sum_{1}^{n}\left[\left(15+\frac{S_{р}}{\ell_{п}}+H_{э}\frac{Sin(\alpha-\beta_{i})}{Sin\alpha\cdot Sin\beta_{i}}-b\right)\cdot S_{о}\left(\frac{\ell_{п}}{a}+1\right)+\frac{S_{р}}{g}\cdot S_{ш}+\ell_{кш}\cdot S_{кш}+b\cdot S_{с}\cdot n_{с}\right], м^{3}. \quad (13)$$

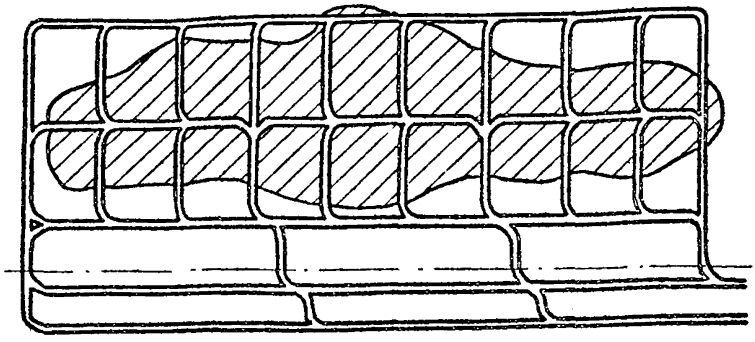

Рис.15. Комбинированная штреково-ортовая подготовка

3. Подготовка горизонта групповыми ортами. В сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях, когда месторождение необходимо отрабатывать изолированными участками, применяется подготовка горизонта групповыми ортами (рис.16). Объём подготовительных работ для этой схемы определяется по формуле (13).

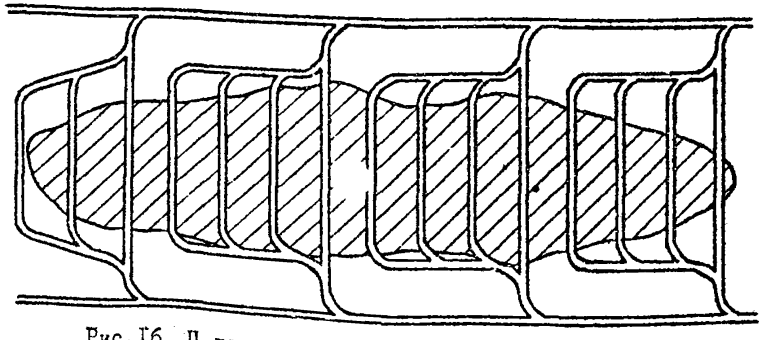

Рис.16. Подготовка групповыми ортами.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЩЕГО ОБЪЕМА КАПИТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК НА ГОРИЗОНТЕ

Общий объем околоствольного двора определяют из выражения

$$Q_{од} = 28800 \cdot (\lg P_г - 2{,}67) + 5{,}7 \cdot W, \ м^3. \qquad (14)$$

Общий объем капитальных выработок, не входящих в район околоствольного двора, подсчитывают следующим образом:

$$Q_{кв} = \sum_{1}^{к} l_к \cdot S_к + \sum_{1}^{n} (l_{шо} \cdot S_{шо} \cdot n_{шо} + l_{вх} \cdot S_{вх}), \ м^3. \qquad (15)$$

Условные обозначения для формул (3-15):

$l_п, l_с, l_ш, l_ч, l_{вх}, l_{кш}, l_к, l_{шо}$ – длина соответственно рудного тела (крыла) по простиранию, сбоек, полевого или рудного штрека в зоне обрушения, рудоспуска, вентиляционно-ходового, кольцевого штреков, квершлага и полевого штрека в лежачем боку вне зоны обрушения, м;

$S_ш, S_с, S_ч, S_р, S_о, S_{вх}, S_{кш}, S_к, S_{шо}$ – сечения соответственно штрека полевого или рудного, сбойки, рудоспуска, горизонтальная площадь рудных тел в крыле, орта, вентиляционно-ходового штрека, кольцевого штрека, квершлага и штрека в лежачем боку вне зоны обрушения, $м^2$;

$L_{ог}$ – общая длина ортов в группе, м;

$n, n_с, n_{шо}$ – количество рудных тел или крыльев в шахтном поле, сбоек и откаточных штреков вне зоны обрушения, шт.;

m – количество штреков в крыле, шт.;

a – расстояние между ортами, м;

$в$ – расстояние между штреками, м;

$H_э$ – высота этажа, м;

α - угол падения рудных тел, град;

β_1 - угол сдвижения пород лежачего бока, град.;

P - количество групп ортов в шахтном поле, шт.;

$P_г$ - производительность горизонта, тыс.т. в год;

W - водоприток на основной горизонт, $м^3$/час.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ОБЪЕМНЫХ И ЛИНЕЙНЫХ ВЫРАБОТОК ОСНОВНОГО ОТКАТОЧНОГО ГОРИЗОНТА

Определение ёмкости аккумулирующего бункера

Аккумулирующий бункер является стабилизирующим звеном на стыках каких-либо производственных операций, например: выпуск-доставка - аккумулирующий бункер - подземная откатка; подземная откатка - аккумулирующий бункер - скиповой подъём. И от того, насколько правильно определена ёмкость этого стабилизирующего звена, настолько ритмично и стабильно будет действовать вся технологическая система.

Рациональная емкость аккумулирующего бункера в околоствольном дворе определяется из выражения

$$n = 5\left[3+\left(\frac{M\gamma}{\tau}\right)^{1,46}\right]\cdot(\lambda\tau)^{2+8\frac{M\gamma}{\tau}}, \text{ составов,} \qquad (16)$$

где $M\gamma$ - математическое ожидание, соответствующее допустимому времени прост состава перед разгрузкой, мин.

$$M\gamma = \frac{60(N_э T_c - t_{эс})}{n_р}, \text{ мин,} \qquad (17)$$

где $N_э$ - количество принятых составов для обслуживания откаточного горизонта, шт.;

T_c – продолжительность смены или работы состава в смену, час;

$t_{эс}$ – расчётное количество часов работы состава для обеспечения сменной производительности горизонта;

$n_р$ – число грузовых рейсов между пунктом погрузки и бункером на горизонте, шт.;

τ – время необходимое для выдачи руды одного состава из бункера, мин.

$$\tau = \frac{V_c}{Q_{пу}}, \text{ мин}, \qquad (18)$$

где V_c – грузоподъемность состава, т;

$Q_{пу}$ – производительность выдачи руды из бункера подъемной установкой, т. в мин.;

λ – интенсивность поступления руды к аккумулирующему бункеру, составов в мин.

$$\lambda = \frac{P_г}{60 \cdot T_c \cdot V_c}, \qquad (19)$$

где $P_г$ – производительность горизонта, т/смену.

Для удобства пользования формулой (15) приведена табл.1, в которой по значениям $\frac{M\gamma}{\tau}$ и $\lambda\tau$ определяется ёмкость бункера в составах.

Пример. Определить ёмкость аккумулирующего бункера в дробильном комплексе околоствольного двора горизонта для условий: $Q_{пу} = 7{,}8$ т/мин.; $N_э = 6$; $P_г = 2400$ т/смену; $T_c = 6$ ч.; $n_р = 39$; $t_{эс} = 35$; $V_c = 61$т.

Решение: Допустимое время простоя одного состава у разгрузочного пункта на один рейс по формуле (17):

$$M\gamma = \frac{(6 \cdot 6 - 35) \cdot 60}{39} = 1{,}54 \text{ мин.}$$

Время, необходимое для подъёма горной массы, содержащей-

ся в одном составе по формуле (I8)

$$\tau = \frac{6I}{7,8} = 7,8 \text{ мин.}$$

Интенсивность поступления составов к разгрузочному пункту, по формуле (I9)

$$\lambda = \frac{2400}{6 \cdot 60 \cdot 6I} = 0,I085 \text{ сост./мин.}$$

Определяем значения $\frac{M\gamma}{\tau}$ и $\lambda\tau$:

$$\frac{M\gamma}{\tau} = \frac{I,54}{7,8} = 0,I95; \quad \lambda\tau = 0,I085 \cdot 7,8 = 0,85$$

Подставляя исходные данные в формулу (I6) или по найденным значениям $\frac{M\gamma}{\tau}$ и $\lambda\tau$ из табл.I определяем, что ёмкость бункера должна быть равна I0 составам, или 400 м^3.

Формула (I6) и табл.I используются для определения ёмкости бункера, если отношение расстояния откатки к максимальному расстоянию между пунктами погрузки более 3-х. Если это отношение менее 3-х, то ёмкость бункера $V_б$ необходимо определять по формуле

$$V_б = 0,082 \cdot V_c \left(20,2 + 566^{0,9\lambda\tau}\right), \text{ м}^3, \qquad (20)$$

где V_c - ёмкость одного состава, м^3.

Определение длины грузовой ветви перед опрокидом в околоствольном дворе

Длина грузовой ветви $l_г$ перед опрокидом определяется по формуле

$$l_г = \frac{0,76 \cdot l_c}{0,9 - \lambda\tau_р}, \text{ м}, \qquad (2I)$$

где l_c - длина электровозного состава,м;

$\tau_р$ - время разгрузки состава, мин;

Таблица I

Значение $\frac{M_x}{\tau}$	Значение емкости бункера для значений $\lambda\tau$												
	0,1-0,15	0,2-0,35	0,4-0,45	0,5	0,55	0,6	0,65	0,7	0,75	0,8	0,85	0,9	0,95
0,10	1,0	1,5	2,0	3,0	3,0	3,0	4,0	5,0	6,0	8,0	12,0	22,0	42,0
0,20	1,0	1,0	1,0	2,0	2,5	2,5	3,5	4,5	5,5	7,0	10,0	16,0	35,0
0,30	1,0	1,0	1,0	1,0	2,0	2,0	3,0	4,0	5,0	5,5	8,0	14,0	32,0
0,40	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	4,0	5,0	7,0	13,0	30,0
0,50	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	2,5	2,5	3,5	4,0	6,0	12,0	28,0
0,60	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	2,0	2,0	3,0	4,0	5,5	11,0	26,0
0,70	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	2,0	2,5	3,5	5,0	10,0	25,0
0,80	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	1,5	2,0	3,5	5,0	9,0	24,0
0,90	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	3,0	4,5	8,0	22,0
1,00	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	3,0	4,0	8,0	21,0
1,20	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	2,5	3,5	7,0	20,0
1,40	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	2,0	3,0	6,5	19,0
1,60	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	2,5	6,0	18,0
1,80	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	2,0	5,0	17,0
2,00	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	4,5	16,0
2,50	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	4,0	15,0
3,00	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	3,0	13,0
3,50	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	2,0	11,0
4,00	1,00	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	9,0
4,50	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	8,0
5,00	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	7,0

$$\tau_p = t_p : n_в ; \qquad (22)$$

t_p - время разгрузки одного вагона, мин;

$n_в$ - число вагонов в составе, шт.

Формула (21) применяется для определения длины грузовой ветви, если $0,2 < \lambda\tau_p \leq 0,8$. Если $\lambda\tau_p < 0,2$, $\ell_г$ принимается равной длине состава, если $\lambda\tau_p > 0,8$ необходимо заменять разгрузочное устройство более производительным.

Пример. Определить длину грузовой ветви перед опрокидом, если время разгрузки одного вагона = 30 сек; в составе 10 вагонов, а длина состава равна 43м. A_c=2400т в смену; T_c = 6час; V_c = 61т.

Решение. Время разгрузки одного состава (формула 22) τ_p= = 5 мин, λ =0,1085 (формула 19), а $\lambda\tau_p$ = 0,55, что $> 0,2$ и $< 0,8$.

По формуле (18) находим, что длина грузовой ветви $\ell_г$ = = 94м. Длина грузовой выработки составит 94м при одинарной колее, или 47м при двойной колее железнодорожного пути.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЫРАБОТОК ПОДЗЕМНОГО ВОДООТЛИВНОГО КОМПЛЕКСА

В состав камер водоотливного комплекса включается, как обязательная составная часть, водоотстойник. В этом случае наиболее приемлемым вариантом водоотливного комплекса является насосная камера заглубленного типа, схема которой показана на рис.17.

Ширина отстойника $в$ определяется в зависимости от величины максимального притока воды на горизонт по формуле

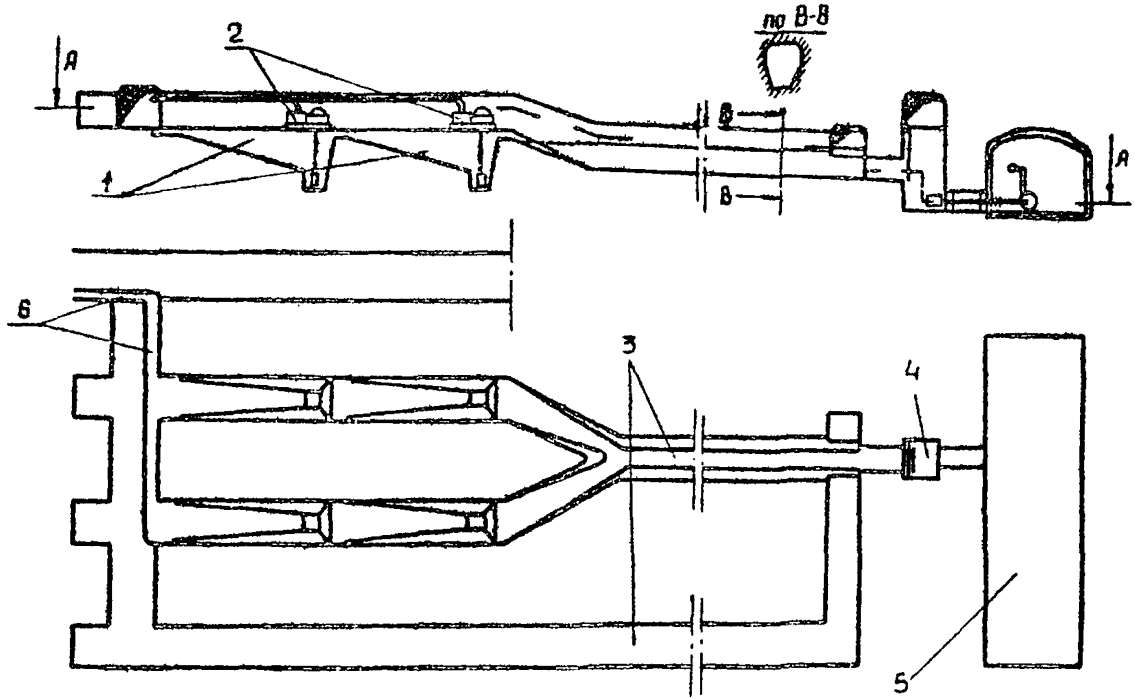

Рис.17. Схема водоотливного комплекса с насосной камерой заглубленного типа: 1- водоотстойники, 2 - шламовые насосы, 3 - водосборники, 4 - приёмный колодец, 5 - насосная камера.

$$b = \frac{Q_м}{36,7 + 0,30 \cdot Q_м}, м, \qquad (23)$$

где $Q_м$ - величина максимального притока воды, поступающего к водоотстойнику, м³/час.

Глубина проточного слоя h в отстойнике определяется по формуле

$$h = 0,00185 \frac{Q_м}{b} м, \qquad (24)$$

а длина отстойника l по формуле

$$l = 2,29 + 26,2 \cdot h, м \qquad (25)$$

Объем выработки $V_{в.о}$ над отстойником с 8-центровым сводом определяется по формуле

$$V_{во} = 0,115 Q_м + 13,2, м^3. \qquad (26)$$

Объем зумпфа $V_з$ для шлама определяется из выражения

$$V_з = 0,021 \cdot q \cdot Q_м \cdot n, м^3, \qquad (27)$$

а полный объём выработок отстойника в проходке подсчитывается по формуле

$$V_о = 0,00003 Q_м^2 + 0,123 Q_м + 0,026 \cdot q \cdot Q_н \cdot n_ч + 13,2 м^3, \qquad (28)$$

где $Q_н$ - нормальный приток воды, м³/час;

q - содержание твёрдых частиц шлама в шахтной воде, г/л;

$n_ч$ - периодичность чистки отстойника, раз/сутки.

Для непрерывного осветления воды необходимо сооружать 2 или более параллельных отстойника, работающих поочередно (один находится в работе, другой - в чистке).

Пример. Определить размеры водоотстойника для следующих условий: $Q_м$ = 450 м³/час; $Q_н$ = 320 м³/час; q = 0,15 г/л; $n_ч$ = 0,14.

Решение. Ширина отстойника (формула 23) b = 2,64м, глуби

на проточного слоя (по формуле 24) h = 0,315 м. Длина отстойника должна быть равной 10,6м (по формуле 25), а объем зумпфа $V_з$ = 7м^3 (по формуле 27). Общий объем выработок отстойника (по формуле 28) V_0 = 81 м^3.

При наличии в водоотливном комплексе камеры водоотстойника параметры камеры водосборника определяются, исходя из следующего:

1. Камера водосборника должна состоять из 2-х секций, объединенных перемычкой таким образом, что при заполнении одной шахтной водой (при притоках воды больших, чем производительность одного насоса) заполняется ею и другая.

2. Почве водосборников придаётся уклон от водоотстойников к приемным колодцам насосной камеры $i > 0{,}002$.

3. Общий объем камер водосборника при наличии отстойника должен составлять не более объема 2-часового нормального притока воды к насосным камерам.

4. Водосборники выполняются в виде канавы (траншеи). Ширина её нижнего основания a канавы определяется по формуле

$$a = \frac{Q_н}{148 + 0{,}52 \cdot Q_н}, \text{ м}. \qquad (29)$$

При этом борта канавы должны иметь угол с основанием равный 120^0.

5. Площадь поперечного сечения водосборника в зависимости от водопритока определяется из выражения

$$S = \frac{Q_н}{61 + 0{,}116 \cdot Q_н} + 4{,}2 \text{ м}^2 \qquad (30)$$

Рассматриваемый водоотливный комплекс работает как самоочищающаяся система.

Шахтная вода со взвешенным в ней породным шламом должна поступать в водоотстойник, где из неё осаждается до 80% абразивных тяжелых частиц породы с фракцией +0,1–0,2мм. Осевший шлам должен периодически выкачиваться шламовым насосом из зумпфа отстойника в водоотливный став главного водоотлива. Неосевший легкий шлам с диаметром частиц менее 0,1мм и объемным весом $\gamma \leq 2{,}6$ г/см попадает в водосборник, и под влиянием движущейся воды по наклонной канаве смывается в приемные колодцы, где насосами главного водоотлива выбрасывается на дневную поверхность с шахтной водой.

Пример. Рассчитать рациональные параметры водосборника для условий $Q_н = 320$ м^3/час.

Решение. Полный объём водосборника, исходя из 2-часового нормального притока воды, составит 640 м^3.

Ширина канавы водосборника по её основанию (по формуле 29) $a = 1{,}5$м, а площадь поперечного сечения водосборника из выражения (30) $S = 7{,}5$м^2. Уклон дна водосборника $i > 0{,}002$ в сторону приемных колодцев насосной камеры.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ СЕЧЕНИЙ ЛИНЕЙНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Оптимальные сечения подготовительных S и капитальных $S_к$ линейных горных выработок определяются исходя из затрат на их проведение и поддержание с учётом обеспечения заданных условий по вентиляции (напор вентилятора и депрессия в очистном забое). Оптимальные сечения определяют по формулам (31) и (32).

$$S_п = 1{,}3\,(M + N \cdot \lambda)^{0{,}286},\ м^2, \qquad (31)$$

$$S_к = 1{,}3\,(P + Q \cdot \lambda)^{0{,}286},\ м^2, \qquad (32)$$

где M , N , P , Q – условно принятые символы следующих выражений:

$$M = \frac{86 \cdot c \cdot \gamma \cdot \alpha \cdot q}{\eta[(1+1{,}75E_н)\cdot\kappa' + \tau']}, \qquad (33)$$

$$N = \frac{\alpha \cdot c \cdot q^2 \cdot t}{(1+1{,}75E_н)\cdot\kappa' + \tau'}, \qquad (34)$$

$$P = \frac{86 \cdot c \cdot \gamma \cdot \alpha \cdot q^3}{\eta[(\frac{P_г}{Q_э} + N_а + E_н)\cdot\kappa' + \tau']}, \qquad (35)$$

$$Q = \frac{\alpha \cdot c \cdot q^2}{(\frac{P_г}{Q_э} + N_а + E_н)\cdot\kappa' + \tau'}, \qquad (36)$$

λ – сомножитель Лагранжа.

Сомножитель Лагранжа определяется из уравнения (37) на ЭВМ методом половинного деления или методом свободного поиска. При ручном просчёте можно использовать графический метод.

$$\sum_1^n R(M+N\cdot\lambda)^{-0{,}714} + \sum_1^к R(P+Q\cdot\lambda)^{-0{,}714} - 1{,}924(H_в - h_{оз}) = 0. \qquad (37)$$

где $\sum_1^n$ и $\sum_1^к$ – соответственно суммы по всем подготовительным и капитальным выработкам, входящим в вентиляционную струю, выделяемую из всей вентиляционной системы шахты (горизонта или крыла). Выработки, входящие в выделенную струю, делят на подготовительные и капитальные по источнику финансирования.

R – аэродинамическое сопротивление отдельной горной выработки

$$R = \alpha \cdot c \cdot q^2 \cdot l\ ; \qquad (38)$$

α – коэффициент аэродинамического сопротивления отдельной выработки;

c – коэффициент формы поперечного сечения отдельной выработки;

q - расход воздуха по выработке, $м^3/сек$;

l - длина выработки, м;

η - коэффициент полезного действия вентиляторной установки;

γ - стоимость электроэнергии, руб/квтч;

$E_н$ - нормативный коэффициент экономической эффективности ($E_н = 0,12$);

K' - расходы на сооружение, зависящие от сечения выработки, $руб/м^3$.

Величина этих расходов составляет при $S = 5 \div 7 м^2$, $K' = 16,0$ руб/м^3, при $S = 7 \div 10 м^2$, $K' = 14,7$ руб/м^3; при $S = 10 \div 15 м^2$, $K' = 11,25$ руб/м^3 и при $S = 15 \div 20 м^2$, $K' = 10,3$ руб/м^3.

τ' - расходы на поддержание $1м^3$ выработки, зависящие от сечения, руб/год. Величина τ' может быть определена из выражения

$$\tau' = 0,046 (S - 1), \text{ руб/м}^3 \text{ год}, \qquad (39)$$

τ - полные расходы на поддержание отдельной горной выработки применительно к конкретным горногеологическим условиям разработки определяются из выражения

$$\tau = \frac{0,13 \cdot t^{0,82} \cdot S^{0,7} \cdot H \cdot \theta \cdot \beta}{\sigma_{cm} \cdot S} \cdot (5,7 + K_т^2)(7,6 + 0,08 d) \cdot$$

$$\cdot (1 + 17,9 \cdot K_н^2) \cdot (\rho_1 \cdot \xi_1 + \ldots + \rho_n \cdot \xi_n), \text{ руб/м}^3 \text{ год}, \qquad (40)$$

где t - время существования (эксплуатации) выработки, год;

S - площадь поперечного сечения выработки, $м^2$;

H - глубина расположения выработки от поверхности, м;

Q - коэффициент, учитывающий место расположения относительно зоны очистных работ (для выработок в зоне очистных работ $Q = 1$, а для выработок, находящихся вне зоны очистных работ, $Q = 0,7-0,8$);

β – коэффициент, учитывающий назначение горной выработки (для вентиляционно-ходовых и транспортных β =0,8–I,0, для доставочно-погрузочных и буровых β = I,0–I,2, для перепускных и выпускных β = I,2–I,3);

$P_1 \cdots P_n$ – коэффициенты, учитывающие удельный вес применяемых типов крепления выработок. Это есть отношение длины закрепленной части выработки каким-либо типом крепления к её общей длине;

$\varepsilon_1 \cdots \varepsilon_n$ – коэффициенты, учитывающие изменение величины затрат на поддержание горной выработки в зависимости от типа применяемого крепления к длительности существования этой выработки. Для определения ε существует график (рис.I8);

$\sigma_{сж}$ – предельное сопротивление сжатию горных пород, т/м^2;

$K_т$ – коэффициент трещиноватости (количество трещин на Iм во всех направлениях);

α – угол падения горных пород, град;

$K_н$ – коэффициент тектонической нарушенности (отношение длины выработки по нарушенной части к общей её длине), дол.ед.;

$P_г$ – производительность горизонта, тыс.т в год;

$Q_э$ – запасы этажа, тыс.т.;

$N_а$ – норма амортизации по капремонту капитальных выработок, дол.ед. ;

$H_в$ – напор, развиваемый вентилятором, мм.вод.ст.;

$h_{оз}$ – необходимая депрессия в очистном забое, мм.вод.ст.

Вычисленные оптимальные сечения выработок проверяют по допустимым минимальным и максимальным скоростям. Если для какой-то

выработки окажется, что фактические скорости будут превышать допустимые, необходимо сечение принять по скорости струи воздуха. Отдельно для каждой из этих выработок определяется депрессия по формуле

$$h = \frac{\alpha \cdot c \cdot q^2 \cdot l}{S^{2,5}}, \quad \text{мм.вод.ст.} \qquad (41)$$

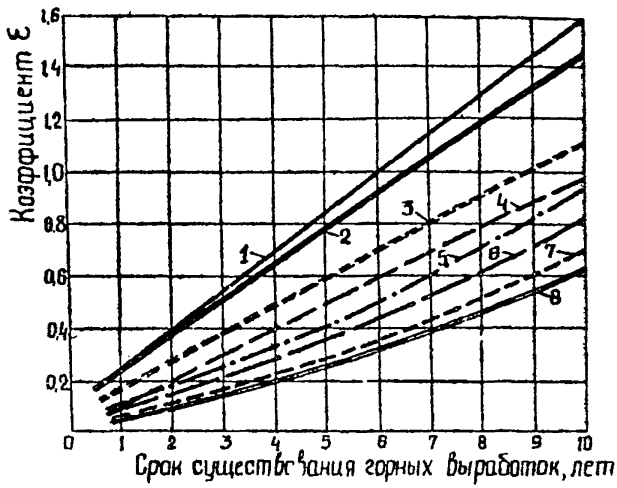

Рис.18. Зависимость коэффициента ε от срока существования выработки t при различных видах крепления: 1 - дерево, 2-металлические штанги, 3-набрызг-бетон, 4-бетон, 5-металл-прокат, 6-металлические штанги с сеткой и набрызг-бетоном, 7-железо-бетон, 8-стале-бетон.

Находится суммарная депрессия по этим выработкам. Для остальных выработок сечения корректируются повторением полного расчёта, начиная с определения сомножителя Лагранжа из уравнения (37) с изменениями параметрами депрессии, т.е.

$$\sum_{1}^{n-i} R(M+N\cdot\lambda)^{-0,714} + \sum_{1}^{\kappa-j} R(P+Q\cdot\lambda)^{-0,714} - 1,924\left[H_в - (h_{оз} + \sum h_{ij})\right], \qquad (42)$$

где i, j – соответственно подготовительные и капитальные выработки, сечение которых принято по допустимой скорости струи воздуха;

$\sum h_{ij}$ – суммарная депрессия выработок, сечение которых принято по скорости, мм.вод.ст.

Пример. Определить оптимальные сечения линейных выработок на основном горизонте, подготовленного по схеме, показанной на рис.9. Основные исходные данные: $P_г$ =1,8 млн.т в год; C_j = II млн.т; $H_в$ = = 300мм.вод.ст.; $h_{оз}$ = 30мм.вод.ст.; η =0,6; γ = 0,016 руб/квтч; $E_н$ = 0,12.

Решение. I. Составляется наиболее труднопроветриваемая вентиляционная сеть из горных выработок по основному горизонту. Например: ствол-квершлаг – полевой штрек – буровой орт – вентиляционный штрек – вентиляционный гезенк – вентиляционный ствол.

Эти выработки разделяют по источнику финансирования на 2 группы: капитальные и подготовительные.

2. Для каждой отдельно выработки определяются характеризующие их параметры, которые заносят в табл.2. Параметры M, N, P, Q и R для каждой выработки определяют по формулам (33),(38).

3. Определяем сомножитель Лагранжа из уравнения (37) графическим путём, либо методом свободного поиска или половинного деления с применением ЭВМ. Задаваясь определенным значением λ, решают уравнение (37). Если для данного λ уравнение

не равно нулю, то уменьшают или увеличивают λ с таким расчётом, чтобы оно удовлетворяло данному уравнению. Допускаемая ошибка составляет ± I,0%, т.е. абсолютное отношение результата, полученного из уравнения (37) для принятого λ к напору вентилятора $H_в$ не должно превышать 0,0I. Для данного случая λ =I200, ошибка составит +0,I3%.

Таблица 2

Параметры	Выработки						
	Капитальные				Подготовительные		
	ствол	кверш-лаг	пол. штрек	вент. ствол	бур.орт	вент. гезенк	вент. штрек
Q. м³/сек	240	I00	70	I40	20	30	60
l, м	460	820	750	390	I00	70	450
t, лет	50	I5	I5	50	0,3	0,5	0,5
Коэф. С	3,54	3,8	3,8	3,54	3,8	4,0	3,8
$\alpha \cdot 10^4$	30	I8	I3	25	I5	25	I2
Амортизац.	0,03	0,03	0,04	0,03	–	–	–
z', руб/м³год	0,5	0,3	0,23	0,5	0,4	0,4	0,4
M	–	–	–	–	3,78	23,95	I94,4
N	–	–	–	–	0,025	0,I7	0,53I
P	673	2659	659	2I89	–	–	–
Q	37,2	II,6	0,88	5,6	–	–	–
R	28,I4	5,6I	I,82	6,76	0,023	0,063	I,3I

4. Определяем сечения отдельных выработок по формулам (3I) и (32). Получаем: $S_{ств.}$ = 27,9 м²; $S_{кверш.}$=20,5м²; $S_{пол.штр.}$=I0,9м²; $S_{в.ств.}$= I7,5м²; $S_{бур.орта}$= 3,6м²; $S_{вент.гез.}$ = 6,2м²; $S_{в.штр.}$= 8,9м².

5. Вычисленные сечения проверяем по скорости движения воздушной струи соответственно для каждой выработки: V_1 = 8,6 ; V_2 = 4,9; V_3 = 6,4; V_4 = 8,0; V_5 = 5,6; V_6 = 4,8; V_7' =6,8м/сек.

Скорости воздушной струи не удовлетворяют сечения ствола и бурового орта (V_1 и V_5). Исходя из допустимых скоростей, сечение ствола должно быть равным $S_{ств.} = \frac{240}{8} = 30м^2$, а бурового орта $S_{б.орт} = \frac{20}{4} = 5м^2$.

Все сечения проверяются по нормам в зависимости от принятых габаритов горного оборудования (транспортного и бурового) для буровых выработок.

6. В связи с изменением сечений ствола и бурового орта (принимаем из условия допустимой скорости) вводим поправку и в сечение всех остальных выработок. Для этого для выработок, сечение которых принято по скорости струи воздуха, определяем депрессию этих выработок по формуле (41)

$$h_{ств.} = 57,3 \text{ мм.вод.ст.}; \quad h_{б.орта} = 4,1 \text{ мм.вод.ст.}$$

Суммарная депрессия этих выработок

$$\sum h_{ств.,б.орта} = 61,4 \text{ мм.вод.ст.}$$

Из уравнения (42) находим новый сомножитель Лагранжа (выработки с сечением, принятым по скорости, исключаются) $\lambda = 1000$. Ошибка составляет 0,8%, что в пределах нормы.

7. Определяем новые сечения выработок из формул (31),(32). $S_{кв.} = 20$; $S_{пол.штр.} = 10,6$; $S_{в.ств.} = 16,9$; $S_{вент.гез.} = 5,6$; $S_{в.штр.} = 8,6 м^2$. Затем проверяем их по скорости воздушной струи и по габаритам применяемого в них оборудования. Все сечения удовлетворяют требованиям. Таким образом, рациональные сечения выработок следующие:

$S_{ств.} = 30$; $S_{кв.} = 20$; $S_{пол.штр.} = 10,6$; $S_{в.ств.} = 16,9$; $S_{б.орт} = 5,0$; $S_{в.гез.} = 5,6$; $S_{в.штр.} = 8,6м^2$.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НЕКОТОРЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ И ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ СХЕМ ПОДГОТОВКИ ОСНОВНЫХ ГОРИЗОНТОВ

Стоимость проведения горизонтальной горной выработки определяется из выражения

$$C_p = [(K' + A) \cdot S + 22 \cdot n + B] \cdot K_p \cdot K_н \cdot K_{пн} \text{ , руб/м, (43)}$$

где K' – затраты на проведение $1м^3$ выработки, зависящие от сечения, руб. Значения K' приведены на стр. 28

A, B – затраты по креплению выработки, зависящие и не зависящие от сечения, руб. Значения A и B для различных видов крепи приведены в табл. 3.

$K_p, K_н, K_{пн}$ – коэффициенты, учитывающие район, накладные расходы и плановые накопления (все больше единицы).

Таблица 3

Значения А и В для горизонтальных выработок, проходимых по породам крепостью более 10 (по Протодьяконову)

Вид крепи	А, руб/м³	В, руб/м
Торкретбетон	1,5	32,6
Штанги с торкретбетоном	4,97	41,3
Штанги со стальной сеткой и торкретбетоном.	5,61	41,3
Штанги со стальной сеткой и набрызг-бетоном.	6,1	66,4
Монолитный железобетон	9,68	47,0
Без крепления	0	0

Минимальная длина полевой части орта в лежачем боку место-

рождения определяется из выражения

$$l^{o}_{min} = b + H_э \frac{Sin(\alpha - \beta_1)}{Sin\alpha \cdot Sin\beta_1}, \quad м, \qquad (44)$$

где b – расстояние полевого штрека от границы зоны обрушения, м. (b принимается равным 5÷10м);

$H_э$ – высота этажа, м;

β_1 – угол сдвижения пород лежачего бока, град.;

α – угол падения рудного тела, град.;

В случае, если $l^{o}_{min} + a < l_{эс}$, то l^{o}_{min} принимается равной $l_{эс} - a$, где:

a – расстояние первого погрузочного пункта от границы контакта рудного тела в лежачем боку, м;

$l_{эс}$ – рациональная длина электровозного состава, м, которую определяют из выражения

$$l_{эс} = 10 \cdot V\left(\frac{G}{32 \cdot G} - 0{,}22\right) + 3{,}1G - 7, \quad м, \qquad (45)$$

где V – емкость вагона, м^3;

G – сцепной вес электровоза, т.

Формулу (45) рекомендуется применять для электровозов со сцепным весом до 35т и ёмкости вагонов до 10м^3 при условии допустимого сцепления электровоза при трогании с места гружёного состава на подъём в 4% на криволинейном участке пути, при движении состава на подъем в 7‰ на прямолинейном участке и при торможении под уклон в 4%.

Количество вагонов в составе $n_в$ определяется из выражения

$$n_в = \frac{l_{эс} - l_э}{l_в}, \quad шт., \qquad (46)$$

где $l_э$ – длина электровоза, м;

$l_в$ – длина одного вагона, м. Стандартная длина некоторых электровозов и вагонов приведена в табл.4.

Таблица 4

Тип электровоза	Длина, мм	Тип вагона	Длина, мм
К-10-2	4500	ВРГ-2,0	3080
К-14-2	5200	ВРГ-4,0	3820
К-20-2	8000	ВГ-8	6300
25КР-2М	8080	-"-	-"-
К-28-2	9000	ВГ-9,5	7700
35КР-1	11760		

Оптимальная длина полевой части орта в лежачем боку месторождения определяется при условии, если $l_{эс} > l^{o}_{min} + a$. В этом случае возможны два варианта:

а) полевой штрек проходится двухпутевым, а длина полевой части орта принимается равной l^{o}_{min};

б) полевой штрек проходится однопутевым, а длина полевой части орта принимается равной $l_{эс} - a$.

Наивыгоднейший из этих двух вариантов определяется наименьшей величиной приведенных затрат на осуществление этих вариантов, т.е.

$$C + F_н \cdot K = min, \qquad (47)$$

где C – эксплуатационные расходы, руб;

K – капитальные затраты, руб.

Сумма приведенных затрат (П) по вариантам a и b определяется из выражения

$$П = C_A + \sim \cdot S \cdot l + E_н \cdot K, \text{ руб}, \qquad (48)$$

где τ – расходы на поддержание, определяемые по формуле (40):

K – сумма капитальных затрат и оборотных фондов на проведение горизонтальных горных выработок;

$E_н$ – нормативный коэффициент экономической эффективности принимается равным 0,12;

ℓ – длина полевого штрека, равная межортовому расстоянию, или длина полевой части орта, м;

C_a – сумма амортизационных отчислений за выработку в год, руб.

Расходы на транспортирование горной массы C в подземных условиях приближенно определяются в зависимости от сцепного веса применяемых электровозов из выражения

$$C_T = 0,04 + \frac{0,42}{G}, \text{ руб/т км.}, \qquad (49)$$

Часовая производительность электровозного состава приближенно определяется по следующей формуле:

$$A = 0,17 \cdot V \cdot 2P + 0,0036 \cdot P \cdot (155G - L) + 64, \text{ т/час}, \qquad (50)$$

где P – производительность погрузочного пункта, т/мин;

L – длина откатки, м. Если длина откатки изменяется, то в этом случае определяется средневзвешенная.

Отклонение результатов, получаемых по формуле (50), от фактических может достигать $\pm$ 10%.

Пропускная способность ($P_в$) однопутевой откаточной выработки приближенно определяется из выражения

$$P_в = 850 - \frac{7000}{G}, \text{ т/час}. \qquad (51)$$

Расходы на выпуске и погрузке горной массы в откаточные сосуды на очистных работах определяются из выражения

$$C_п = \frac{1,55 \cdot C_{пу} \cdot n_{пу}}{Q_э} + \frac{n_р \cdot t_{зп} \cdot K_{зп} + N_э \cdot t_{см} \cdot C_э \cdot K_{см}}{P_{пу}} +$$

$$+0,0018 \cdot f \cdot C_{вв} \cdot K_{св} \left(\frac{10,4}{q \cdot \Delta} - 8\right)\left(\frac{360}{d_к} - 0,24\right), \text{ руб/т}, \quad (52)$$

где $C_{пу}$ – оптовая цена погрузочной установки, руб;

$n_{пу}$ – количество установок на горизонт, шт;

$n_р$ – число рабочих, обслуживающих установку, чел;

$t_{зп}$ – сменный тариф рабочего, руб;

$K_{зп}$ – общий коэффициент начислений на зарплату (для Горной Юрии $K_{зп} = 2,07$);

$N_э$ – мощность электродвигателей приводов на установке, квт;

$t_{см}$ – продолжительность смены, часов;

$C_э$ – стоимость электроэнергии по двухставочному тарифу, руб/квт.ч;

$K_{см}$ – коэффициент работы установки в смену;

$P_{пу}$ – сменная производительность установки, т/смену;

f – крепость горных пород по Протодьяконову;

$C_{вв}$ – стоимость ВВ, руб/кг;

$K_{св}$ – коэффициент, учитывающий способ взрывания (для мгновенного взрывания $K_{св} = 1,0$, для короткозамедленного – $K_{св} = 0,8$);

q – расход ВВ на отбойку, кг/т;

Δ – коэффициент работоспособности ВВ;

$d_к$ – размер кондиционного куска, мм.

ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОГО ВАРИАНТА ПОДГОТОВКИ ОСНОВНОГО ГОРИЗОНТА

Для выбора оптимального варианта составляется экономико-математическая модель по определению суммы приведенных затрат на сооружение, поддержание и проветривание того объема капитальных и подготовительных выработок, который необходим для обеспечения и поддержания годовой производительности горизонта, а также приобретение и эксплуатацию горного оборудования, изменяющегося по вариантам.

В общем виде модель представляет математическое выражение приведенных затрат, представленных формулой (I) или (2).

Определение эксплуатационных расходов

Эксплуатационные расходы определяются как сумма расходов на проведение и поддержание подготовительных выработок, поддержание, восстановление и капитальный ремонт капитальных выработок, погрузку и транспортирование горной массы по выработкам, а также других, изменяющихся по вариантам, расходов, т.е.

$$C = C_{п} + C_{пп} + C_{А} + C_{пк} + C_{вт} + C_{о}, \text{ руб/год}, \qquad (53)$$

где $C_{п}$ – расходы на проведение подготовительных выработок, руб/год;

$C_{пп}$ – расходы на поддержание подготовительных выработок, руб/год;

$C_{а}$ – амортизация капитальных выработок, руб/год;

$C_{пк}$ – расходы на поддержание капитальных выработок, руб/год;

$C_{вт}$ – расходы по выпуску, погрузке и откатке руды, руб/год;

$C_{о}$ – остальные, изменяющиеся по вариантам эксплуатационные расходы, руб/год.

Расходы на проведение подготовительных выработок ($C_{п}$) определяются из выражения

$$C_{п} = \frac{P_г}{Q_э S_п} \cdot V_п : C_г \quad \text{, руб/год,} \qquad (54)$$

где $V_п$ – общий объем подготовительных выработок на основном горизонте, м^3, определяемый для конкретной схемы подготовки по одной из приведенных формул (3–13);

$C_г$ – стоимость проведения горизонтальной выработки, руб/м (определяется по формуле 43);

$S_п$ – среднее сечение подготовительных выработок, м^2;

$P_г$ – производительность горизонта, тыс.т в год;

$Q_э$ – запасы этажа, тыс.т.

Расходы на поддержание подготовительных выработок ($C_{пп}$) определяются по формуле

$$C_{пп} = \frac{P_г}{Q_э} \cdot V_п \cdot z \quad \text{, руб/год,} \qquad (55)$$

где z – расходы на поддержание I м^3 выработки, руб. в год (определяются по формуле 40).

Сумма амортизационных отчислений за капитальные выработки ($C_{А}$) определяются из выражения

$$C_а = \left(\frac{P_г}{Q_э} + N_а\right) \cdot \left(Q_{ог} \cdot C_{ог} + Q_{кв} C_{кв}\right) \quad \text{руб/год,} \qquad (56)$$

где $N_а$ – норма отчислений на капитальный ремонт, доли ед;

$Q_{ог}$ – объем околоствольного двора, м^3, определяется по формуле 04);

$C_{од}$ – стоимость сооружения I м^3 околоствольного двора, руб;

$Q_{кв}$ – общий объем капитальных выработок, не входящих в район околоствольного двора, м^3, определяется по формуле (I5);

Расходы на поддержание капитальных выработок

$$C_{пк} = \frac{P_г}{Q_э} \cdot \tau \cdot (Q_{од} + Q_{кв}), \text{ руб/год,} \qquad (57)$$

Расходы на выпуск, погрузку и откатку определяются из выражения

$$C_{вт} = P_г(C_п + C_т \cdot L), \text{ руб/год,}$$

где $C_п$ – расходы на выпуск и погрузку 1т, определяемые по формуле (52), руб;

$C_т$ – расходы на откатку 1т.км, определяемые по формуле(49), руб;

L – средняя длина откатки, км.

Определение капитальных затрат

Капитальные затраты на подготовку горизонта представляют сумму затрат на проведение капитальных выработок, оборотные фонды, приобретение погрузочного, транспортного и остального, изменяющегося по вариантам горного оборудования.

$$K = K_к + K_о + K_{пт} + K_{оо}, \qquad (59)$$

где $K_к$ – капитальные затраты на подготовку месторождения, руб.;

$K_о$ – стоимость оборотных фондов, руб;

$K_{пт}$ – затраты на приобретение погрузочно-доставочного и транспортного оборудования, руб;

$K_{о.о}$ – затраты на остальное, изменяющееся по вариантам, обо-

- рудование, руб.

Капитальные затраты на подготовку месторождения определяются по формуле

$$K_к = Q_{об} \cdot C_{об} + Q_{кв} \cdot C_{кв}, \text{ руб.} \quad (60)$$

Сумма оборотных фондов ($K_о$) определяется из выражения

$$K_о = \frac{P_г}{Q_э} \cdot (K_р + T_н + T_п) \cdot \frac{V_п}{S_п} \cdot C_г \text{ , тыс.руб.} \quad (61)$$

где $K_р$ - коэффициент резервных блоков, доли ед;

$T_н, T_п$ - норматив запасов соответственно готовых к выемке и подготовленных, в долях от производительности горизонта.

Сумма капитальных затрат на приобретение погрузочно-доставочного и транспортного оборудования подсчитывается по формуле

$$K_{пт} = \frac{P_г \cdot (1 + K_р + 0{,}5\, T_н) \cdot C_{пу}}{P_{пу} \cdot t_р} + \frac{c \cdot (C_э + 1{,}05\, C_в \cdot в)}{A_ч \cdot t_ч}, \text{ руб;} \quad (62)$$

где $C_{пу}, C_э, C_в$ - оптовая цена соответственно погрузочно-доставочной установки, электровоза и вагона;

$Q_э$ - суточная производительность горизонта, т;

$A_ч$ - часовая производительность состава, т. Определяется по формуле (50);

$t_ч$ - число часов работы состава в сутки;

$n_в$ - число вагонов в составе, шт. (вычисляется по формуле 46).

Окончательный выбор оптимального варианта подготовки горизонта осуществляется по формуле (47). Принимается вариант с меньшими приведенными затратами. Равноценные варианты - тот случае, когда разница по приведенным затратам не превышает 2%.

Литература

1. Алексеевский И.Г., Зубрилов Л.Е. Анализ и пути снижения объемов околоствольных выработок на металлических рудниках. Труды ИГД, вып.II, Свердловск, 1962.

2. Дехтярев С.И., Янов В.П., Бурмин Г.М. и др. К вопросу расчёта транспортных и аккумулирующих выработок околоствольного двора. Труды ВостНИГРИ, вып.II, Красноярск, 1972.

3. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий чёрной металлургии с подземным способом разработки. Л., Гипроруда, 1969.

4. Лейтес С.М., Сысоева В.А., Ярошевский В.М. Установление оптимальных величин аккумулирующих емкостей в околоствольных дворах угольных шахт с применением теории массового обслуживания. В сб. тр. «Проблемы совершенствования технологических схем и средств рудничного транспорта". М., "Наука", 1967.

5. Разработка и математическое обоснование рациональных схем и способов подготовки горизонтов с применением различного погрузочно-доставочного и транспортного оборудования.(Отчёт по теме). М., ВНИИЦ, 1970, рег. № 630177228, 1970.

6. Исследование и разработка оптимальных параметров подготовки рабочих горизонтов и технологии выемки руды сдвоенными этажами на железорудных месторождениях Сибири. М., ВНИИЦ;

1972, рег. № 7103433I.

7. Бурмин Г.М., Янов В.П., Кожемяков В.В. Определение стоимости поддержания горных выработок. "Горный журнал",1972, № 9.

8. Козолев А.В., Янов В.П., Бурмин Г.М. и др. Технология очистной выемки сдвоенными этажами на железорудных месторождениях Сибири (сборник кратких тезисов и докладов на научном совещании по теории и опыту проектирования подземных рудников). Т. I,М., 1972.

9. Анализ экономической эффективности основных производственных фондов на рудниках Горной Шории и юга Красноярского края. (Отчёт по теме). Новокузнецк, 1968, фонды ВостНИГРИ.

10. Тимофеев В.И. Методика определения оптимального расстояния между концентрационными горизонтами. "Горный журнал",1970, № II.

11. Янов В.П., Бурмин Г.М. Расчёт аккумулирующих бункеров в подземном дробильном комплексе. "Горный журнал", 1971,№ II.

12. Янов В.П., Бурмин Г.М. К вопросу расчёта оптимальных параметров выработок подземного водоотливного комплекса. Труды ВостНИГРИ, вып.II, Красноярск, 1972.

С О Д Е Р Ж А Н И Е

Общие положения 4

Выбор схемы подготовки откаточных горизонтов ... 5

Схемы подготовки рудных тел малой мощности ..... -

Схемы подготовки средних и мощных рудных тел ... 7

Схемы подготовки рудных тел большой мощности ... I4

Определение рациональных параметров объёмных и линейных выработок основного откаточного горизонта I8

Определение ёмкости аккумулирующего бункера .... -

Определение длины грузовой ветви перед опрокидом в околоствольном дворе 20

Определение рациональных параметров выработок подземного водоотливного комплекса 22

Определение оптимальных сечений линейных горных выработок 26

Определение некоторых технических и экономических параметров схем подготовки основных горизонтов 34

Выбор оптимального варианта подготовки основного горизонта 39

Определение эксплуатационных расходов ..... -

Определение капитальных затрат 4I

Л и т е р а т у р а 43

Составители:

В.П.Янов, канд.техн.наук Г.М.Бурмин, А.В.Мозолев,
канд.экон.наук В.И.Тимофеев, Н.И.Стружкин

Методические рекомендации по определению рациональных схем подготовки и параметров объемных и линейных выработок основного откаточного горизонта

Ответственный за выпуск М.Т.Конев

ОПО 6047. 2,4 п.л.. зак.3783. тир.200.Цена 15 коп.
Новокузнецкий полиграфический комбинат

gost.e-ecolog.ru