

Федеральное агентство образования Российской Федерации

Северо-Кавказский горно-металлургический институт  
(Государственный технологический университет)

Горно-геологический факультет

Кафедра горного дела

## ГОРНЫЕ МАШИНЫ ДЛЯ ПОДЗЕМНЫХ РАЗРАБОТОК

Учебное пособие

по курсовому и дипломному проектированию  
для студентов специальности 150402 «Горные машины и оборудование»

ВЛАДИКАВКАЗ, 2008

Настоящее учебное пособие составлено на основе планов и типовых программ по курсу «Горные машины для подземных разработок» для группы ГМ.

Составитель:

Сергеев В.В.

Тираж 100 экз.

Издательство «Терек» СКГМИ. Подразделение оперативной полиграфии.  
362021, Владикавказ, ул. Николаева, 44, СКГМИ, (ГТУ).

## **Введение**

Настоящее методическое пособие составлено на основе учебных планов и типовых программ по курсу «Горные машины для подземных разработок» для студентов специальности 150402 «Горные машины и оборудование» (ГМ) и предназначено для облегчения усвоения и закрепления знаний при изучении курса, путем освоения методов технологического расчета горных машин для подземных разработок, обеспечивающего выбор технологического оборудования для конкретных горно-технических условий.

Может быть также использовано студентами групп ГИ и ГИЗ, изучающих горные машины для подземных разработок для выполнения курсовых работ и дипломных проектов, а также инженерами обслуживающих и проектирующих эти установки.

Курс «Горные машины для подземных разработок» по учебному плану СКГМИ (ГТУ) студенты очной формы обучения изучают в 7-м, 8-м и 9-м семестрах.

В 7-м семестре запланировано 2 часа в неделю лекций и 2 часа в неделю лабораторных работ. В процессе теоретического курса студенты изучают горные машины для подземных горных работ, используемых при добыче руд. В процессе прохождения лабораторных работ студенты изучают:

- 1) Молотки отбойные пневматические;
- 2) Сверла горные;
- 3) Установочные приспособления для перфораторов и бурильных станков;
- 4) Пневматические перфораторы;
- 5, 6) Станки буровые для скважин малого диаметра;
- 7) Буровой инструмент;
- 8, 9) Буровые станки для скважин большого диаметра;
- 10) Самоходные буровые установки для подземных работ;
- 11, 12, 13) Погрузочные машины для подземных работ;
- 14) Устройства для выпуска руды из блока;
- 15) Машины и оборудование для проходки восстающих
- 16) Станки для бурения восстающих выработок и скважин супербольшого диаметра.

В 8-м семестре запланировано 2 часа в неделю лекций и 1 час в неделю практических работ. В процессе теоретического курса студенты изучают горные машины для подземных горных работ, используемых при разработке пластовых месторождений.

На практических занятиях студенты решают задачи для выполнения курсовой работы, а также закрепляют навыки работы с программами для выполнения графической части.

В 9-м семестре запланировано 1 час в неделю лекций и 1 час в неделю лабораторных работ. В процессе теоретического курса студенты изучают горные машины для подземных горных работ, используемых при гидродобыче полезных ископаемых.

#### Литература для более глубокого изучения курса

1. *Солод В.И., Зайков В.И., Первов К.М.* Горные машины и автоматизированные комплексы. – М.: Недра, 1981, 503 с.
2. *Б.П. Боголюбов, Б.П. Юматов.* Горные машины. *Под ред. А.С. Фиделева.* – М.: Металлургмздат, 1958, 484 с.
3. *В.Г. Яцких, Б.Л. Розенберг, А.Д. Имас, Л.А. Спектор.* Горные машины. – М.: Госгортехиздат, 1963, 383 с.
4. *Я.И. Альшиц, Б.А. Верклов, А.Н. Воровицкий и др.* Горные машины. – М.: Госгортехиздат, 1961, 491 с.
5. *Справочник механика рудной шахты. Под ред. А.С. Донченко.* – М.: Недра, 1978, 583 с.
6. *Краткий справочник горного инженера угольной шахты. Под ред. А.С. Бурчакова и Ф.Ф. Кутузова.* – М.: Недра, 1982, 454 с.
7. *Машины и оборудование для шахт и рудников: Справочник / С.Х. Клорикьян, В.В. Старичнев, А.Г. Лаптев и др.* – М.: МГГУ, 2002, 471 с.
8. *Л.И. Кантович, В.М. Наумкин и др.* Буровой станок НКР-100М. Практикум. - М.: МГГУ, 2006, 83 с.
9. *Михайлов Ю.И., Кантович Л.И.* Горные машины и комплексы. - М.: Недра, 1975, 425 с.

10. *В.И. Емекеев, А.И. Липовой, В.Г. Беляев.* Самоходные и переносные горные машины для подземной добычи руд. - Орджоникидзе: СКГМИ, 1978, 95 с.
11. *В.И. Емекеев, А.Г. Ключев.* Основы теории и элементы расчета горных машин для подземных работ. - Орджоникидзе: СКГМИ, 1984, 94 с.
12. Горнопроходческие машины и комплексы. *Малевич Н.А.* - М.: Недра, 1971, 384 с.
13. *Бритаев В.А., Замышляев В.Ф.* Горные машины и комплексы. М.: Недра, 1984, 288 с.
14. Бурильные машины. (Расчет, конструкции, долговечность). *Бегагоин И.А., Дядюра А.Г., Бажал А.И.* - М.: Недра, 1972, 368 с.
15. *Алесенко В.Г., Кара Д.Н.* Сборник задач по горным машинам. – М.: Госгортехиздат, 1963, 120 с.
16. *Именитов В.Р.* Технология, механизация и организация производственных процессов при подземной разработке рудных месторождений. - М.: Недра, 1973, 464 с.
17. *Ворошилин И.Р.* Механизация горных работ (Подземные и открытые работы). - Свердловск: Metallurgizdat, 1959. – 774 с.
18. *Хетагуров Г.Д.* Классификация и сравнительная оценка подземных систем разработки. - Орджоникидзе: СОГУ, 1986. – 87 с.
19. *Баранов А.О.* Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. – М.: Недра, 1985. – 224 с.
20. Типовые сечения горных выработок. Т. 1 – 7. (Южгипрошахт). – М.: Госгортехиздат, 1960. – 2000 с.
21. Типовые паспорта крепления горных выработок для рудников цветной металлургии. (ВНИИЦветмет) – М.: Цветметинформация, 1976. – 275 с.
22. Руководство по применению типовых сечений горных выработок для рудников цветной металлургии СССР. М.: ЦНИИЭИЦМ, 1987. – 290 с.
23. Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых. // *К.И. Иванов, М.И. Ермоленко, В.И. Дусев, В.Д. Андреев.* М.: Недра, 1966. – 378 с.

## Варианты заданий для выполнения курсовой работы:

### Задача 1

| Комплексная механизация                       |         |                        |                      |            |
|---|---------|------------------------|----------------------|------------|
| проходческих работ                            |         |                        |                      |            |
|   |         | крепость руд или пород | вид крепления        | № варианта |
| выработок малого сечения до 17 м <sup>2</sup> | штреков | 4 - 9                  | без крепления        | 1          |
|   |         |                        | деревом              | 2          |
|   |         |                        | штангами             | 3          |
|   |         |                        | металлической крепью | 4          |
|   |         | 9 - 15                 | без крепления        | 5          |
|   |         |                        | деревом              | 6          |
|   |         |                        | штангами             | 7          |
|   |         |                        | металлической крепью | 8          |
|   |         | 15 - 20                | без крепления        | 9          |
|   |         |                        | деревом              | 10         |
|   |         |                        | штангами             | 11         |
|   |         |                        | металлической крепью | 12         |
|   |         |                        | деревом              | 14         |
|   |         |                        | штангами             | 15         |
|   |         |                        | металлической крепью | 16         |
|   |         | 9 - 15                 | без крепления        | 17         |
|   |         |                        | крепление деревом    | 18         |

### Задача 2

| Комплексная механизация                       |            |                        |                      |            |
|---|------------|------------------------|----------------------|------------|
| проходческих работ                            |            |                        |                      |            |
|   |            | крепость руд или пород | вид крепления        | № варианта |
| выработок малого сечения до 17 м <sup>2</sup> | штреков    | 9 - 15                 | крепление штангами   | 19         |
|   |            |                        | металлической крепью | 20         |
|   |            | 15 - 20                | без крепления        | 21         |
|   |            |                        | деревом              | 22         |
|   |            |                        | штангами             | 23         |
|   |            |                        | металлической крепью | 24         |
|   | восстающих | 4 - 9                  | без крепления        | 25         |
|   |            |                        | деревом              | 26         |
|   |            |                        | штангами             | 27         |
|   |            |                        | металлической крепью | 28         |
|   |            | 9 - 15                 | без крепления        | 29         |
|   |            |                        | деревом              | 30         |
|   |            |                        | штангами             | 31         |
|   |            |                        | металлической крепью | 32         |
|   |            | 15 - 20                | без крепления        | 33         |
|   |            |                        | деревом              | 34         |
|   |            |                        | штангами             | 35         |
|   |            |                        | металлической крепью | 36         |

### Задача 3

| Комплексная механизация                               |                         |                               |                      |            |
|---|-------------------------|-------------------------------|----------------------|------------|
| проходческих работ                                    |                         |                               |                      |            |
|   |                         | крепость руд или пород        | вид крепления        | № варианта |
| выработок<br>среднего сечения<br>до 27 м <sup>2</sup> | штреков и<br>квершлагов | 4 - 9                         | без крепления        | 1          |
|   |                         |                               | штангами             | 2          |
|   |                         |                               | металлической крепью | 3          |
|   |                         |                               | бетоном              | 4          |
|   |                         | 9 - 15                        | без крепления        | 5          |
|   |                         |                               | штангами             | 6          |
|   |                         |                               | металлической крепью | 7          |
|   |                         |                               | бетоном              | 8          |
|   |                         | 15 - 20                       | без крепления        | 9          |
|   |                         |                               | штангами             | 10         |
|   |                         |                               | металлической крепью | 11         |
|   |                         |                               | бетоном              | 12         |
|   | буровых<br>штреков      | в породах крепостью<br>4 - 9  | без крепления        | 13         |
|   |                         |                               | деревом              | 14         |
|   |                         |                               | штангами             | 15         |
|   |                         |                               | металлической крепью | 16         |
|   |                         | в породах крепостью<br>9 - 15 | без крепления        | 17         |
|   |                         |                               | деревом              | 18         |

### Задача 4

| Комплексная механизация                               |                         |                                |                      |            |
|---|-------------------------|--------------------------------|----------------------|------------|
| проходческих работ                                    |                         |                                |                      |            |
|   |                         | крепость руд или пород         | вид крепления        | № варианта |
| выработок<br>среднего сечения<br>до 27 м <sup>2</sup> | буровых<br>штреков      | в породах крепостью<br>9 - 15  | штангами             | 19         |
|   |                         |                                | металлической крепью | 20         |
|   |                         | в породах крепостью<br>15 - 20 | без крепления        | 21         |
|   |                         |                                | деревом              | 22         |
|   |                         |                                | штангами             | 23         |
|   |                         |                                | металлической крепью | 24         |
|   | восстающих и<br>стволов | в породах крепостью<br>4 - 9   | без крепления        | 25         |
|   |                         |                                | крепление деревом    | 26         |
|   |                         |                                | крепление штангами   | 27         |
|   |                         |                                | металлической крепью | 28         |
|   |                         | в породах крепостью<br>9 - 15  | без крепления        | 29         |
|   |                         |                                | деревом              | 30         |
|   |                         |                                | штангами             | 31         |
|   |                         |                                | металлической крепью | 32         |
|   |                         | в породах крепостью<br>15 - 20 | без крепления        | 33         |
|   |                         |                                | деревом              | 34         |
|   |                         |                                | штангами             | 35         |
|   |                         |                                | металлической крепью | 36         |

## Задача 5

| Комплексная механизация                                  |                         |                        |                      |            |
|--|-------------------------|------------------------|----------------------|------------|
| проходческих работ                                       |                         |                        |                      |            |
|  |                         | крепость руд или пород | вид крепления        | № варианта |
| выработок<br>большого сечения<br>более 27 м <sup>2</sup> | штреков и<br>квершлагов | 4 - 9                  | без крепления        | 1          |
|  |                         |                        | штангами             | 2          |
|  |                         |                        | металлической крепью | 3          |
|  |                         |                        | бетоном              | 4          |
|  |                         | 9 - 15                 | без крепления        | 5          |
|  |                         |                        | штангами             | 6          |
|  |                         |                        | металлической крепью | 7          |
|  |                         |                        | бетоном              | 8          |
|  |                         | 15 - 20                | без крепления        | 9          |
|  |                         |                        | штангами             | 10         |
|  |                         |                        | металлической крепью | 11         |
|  |                         |                        | бетоном              | 12         |
|  | буровых<br>штреков      | 4 - 9                  | без крепления        | 13         |
|  |                         |                        | штангами             | 14         |
|  |                         |                        | металлической крепью | 15         |
|  |                         |                        | бетоном              | 16         |
|  |                         | 9 - 15                 | без крепления        | 17         |
|  |                         |                        | штангами             | 18         |

## Задача 6

| Комплексная механизация                                  |                    |                        |                      |            |
|--|--------------------|------------------------|----------------------|------------|
| проходческих работ                                       |                    |                        |                      |            |
|  |                    | крепость руд или пород | вид крепления        | № варианта |
| выработок<br>большого сечения<br>более 27 м <sup>2</sup> | буровых<br>штреков | 9 - 15                 | металлической крепью | 19         |
|  |                    |                        | бетоном              | 20         |
|  |                    | 15 - 20                | без крепления        | 21         |
|  |                    |                        | штангами             | 22         |
|  |                    |                        | металлической крепью | 23         |
|  |                    |                        | бетоном              | 24         |
|  | стволов            | 4 - 9                  | без крепления        | 25         |
|  |                    |                        | штангами             | 26         |
|  |                    |                        | металлической крепью | 27         |
|  |                    |                        | бетоном              | 28         |
|  |                    | 9 - 15                 | без крепления        | 29         |
|  |                    |                        | штангами             | 30         |
|  |                    |                        | металлической крепью | 31         |
|  |                    |                        | бетоном              | 32         |
|  |                    | 15 - 20                | без крепления        | 33         |
|  |                    |                        | штангами             | 34         |
|  |                    |                        | металлической крепью | 35         |
|  |                    |                        | бетоном              | 36         |



## Задача 7

| Комплексная механизация          |                                     |                                      |   |  |  |
|----------------------------------|-------------------------------------|--------------------------------------|---|--|--|
| очистных работ                   |                                     |                                      |   |  |  |
| а) без самоходного оборудования  |                                     |                                      |   |  |  |
| б) с самоходным оборудованием    |                                     |                                      |   |  |  |
| 1                                | 3                                   | 5                                    | 7   | 9  | 11   |
| 2                                | 4                                   | 6                                    | 8   | 10   | 12   |
| Система<br>этажного<br>обрушения | Система<br>подэтажного<br>обрушения | Система<br>с<br>торцовым<br>выпуском | Система с<br>закладкой<br>выработанного<br>пространства | Система<br>камерно-<br>столбовая<br>(мощность<br>рудного<br>тела до 3 м) | Система<br>камерно-<br>столбовая<br>(мощность<br>рудного<br>тела более 3<br>м) |

### Общая часть

Задание на выполнение курсовой или контрольной работ студенты выбирают из прилагаемых исходных данных каждой задачи по номеру в зачетной ведомости (ведомости рейтинг контроля).

В составе курсовой работы пояснительная записка и графическая часть на трех листах формата А1.

В пояснительной записке приводятся выбор оборудования для конкретных условий и расчет его производительности, на основании которого строится суточная циклограмма работ.

При этом, при выборе оборудования для комплексной механизации проходческих работ необходимо стремиться, чтобы в течение смены (6 часов) количество циклов (орошение забоя – оборка заколов – крепление выработки – бурение подбурков для крепления труб сжатого воздуха, труб для воды, вентиляционных труб, электрического кабеля и троллеи с последующей их установкой - уборка горной массы - бурение шпуров - взрывание) равнялось целому числу и не было бы меньше одного.

При выборе оборудования для комплексной механизации очистных работ необходимо стремиться, чтобы бурение скважин с последующим их заряданием занимали такое время, чтобы взрывание скважин приходилось на воскресенье.

## **Элементы теории работы отбойного молотка**

### *Определение энергии удара, частоты ударов и мощности*

Энергия удара  $A_y$  определяется из выражения

$$A_y = p_{cp} Q S_k, \text{ кгм},$$

где  $Q$  — полезная площадь ударника,  $\text{см}^2$ ;

$S_k$  —ход поршня от крайнего заднего положения до открытия  
ВЫХЛОПНЫХ ОКОН, м;

$p_{cp}$ — среднее давление воздуха за цикл ( $\text{кг/см}^2$ ), которое может быть  
определено из выражения

$$p_{cp} = \frac{3}{4} \frac{(p_0 + p_k)^2}{2p_0 + p_k}, \text{ кг/см}^2,$$

где  $p_0$ — давление воздуха в сети,  $\text{кг/см}^2$ ;

$p_k$ — давление над ударником в момент, предшествующий  
открытию выхлопных отверстий,  $\text{кг/см}^2$ .

Частота ударов определяется из выражения

$$n = \frac{60}{k_n} \sqrt{\frac{2gQp_{cp}}{G_n S_k}}, \text{ уд/мин}$$

где  $G_n$  — вес поршня-ударника, кг;

$g = 9,81 \text{ м/сек}^2$ — ускорение силы тяжести;

$k_n$  — коэффициент, учитывающий влияние характеристик  
индикаторной диаграммы задней полости молотка

$$k_n = (1 + \tau) \left( 3 \frac{1 + \gamma_k}{2 + \gamma_k} + \lambda \right),$$

где  $\tau$  — отношение продолжительности обратного хода к  
продолжительности рабочего хода поршня-ударника (для лучших молотков

$\tau = 1,3 \dots 1,5$ ),

$$\gamma_k = \frac{p_k}{p_0}$$

$$\lambda = \frac{\Delta l}{S_k}$$

Здесь  $\Delta l$  — путь, проходимый ударником от начала открытия выхлопа до момента удара о хвостовик пики.

На основании экспериментальных данных определяются величины  $p_k$ ,  $\lambda, \gamma_k$ , при которых отбойные молотки работают достаточно экономично, устойчиво и четко.

Ударная мощность молотка определяется из выражения

$$N_y = \frac{A_y n}{60 \cdot 75}, \text{ л.с.}$$

Так как при ударе часть энергии теряется, то мощность на пике составит

$$N_n = \eta N_y, \text{ л.с.},$$

где  $\eta$  — к.п.д. удара практически в отбойных молотках составляет 0,35—0,6.

#### *Определение отдачи*

При рабочем ходе ударника, когда сжатый воздух давит на заднюю стенку ствола с такой же силой  $P$ , как и на ударник, корпус молотка получает движение назад — отдает. Усилие отдачи  $P_o$  в этом случае составит

$$P_o = P = \frac{p \pi d^2}{4}, \text{ кг}$$

Усилие отдачи воспринимается рабочим. Под действием усилия отдачи молоток получает ускорение, направленное в ту же сторону.

Максимальное ускорение отдачи молотка определяется из выражения

$$a_o = \frac{P_o - P_p}{M}, \text{ м/сек}^2,$$

где  $P_p$  — усилие рабочего, которое прилагается им к рукоятке молотка в направлении забоя, кг;

$M$  — масса молотка, кг • сек<sup>2</sup>/м.

Для уменьшения вредного влияния на здоровье рабочего отдачи и вибрации молотка его рукоятки имеют резиновые амортизаторы; разрабатываются новые конструкции молотков с уменьшенной отдачей и вибрацией.

### Определение производительности молотка

Часовая производительность отбойного молотка в кутке и уступе за чистое время работы может быть определена из выражения

$$Q_{\kappa} = \frac{60}{t_{\kappa}}, \text{ т/ч}$$

$$Q_y = \frac{60}{t_y}, \text{ т/ч}$$

где  $t_{\kappa}$  — время отбойки 1 т угля в кутке;

$t_y$  — время отбойки 1 т угля в уступе, причем по экспериментальным данным

$$t_{\kappa} = \frac{16,6f}{\sqrt{m}}, \text{ мин} \quad t_y = \frac{7,2f}{\sqrt{m}}, \text{ мин}$$

где  $f$  — коэффициент крепости угля по шкале проф. М. М. Протодяконова;

$m$  — мощность пласта, м.

Производительность молотка зависит от крепости угля, его трещиноватости, мощности пласта, вида забоя (куток, уступ), квалификации забойщика, давления сжатого воздуха, конструкции молотка и ряда других причин.

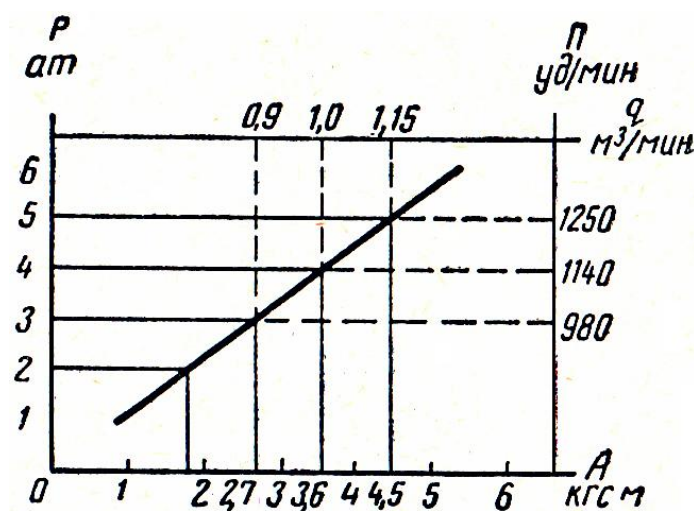


График выбора режима работы отбойного молотка

С увеличением давления сжатого воздуха (рис.) возрастает число ударов, работа и мощность молотка.

### Основные положения теории вращательного бурения

Подавляющее число шпуров образуется сплошным разбуриванием. В этом случае резцу придается форма по рис. Резец вращается вокруг оси  $y$  и перемещается со скоростью подачи  $v_n$  вдоль этой оси. Каждое перо резца имеет две режущие кромки, главную и кромку рассечки.

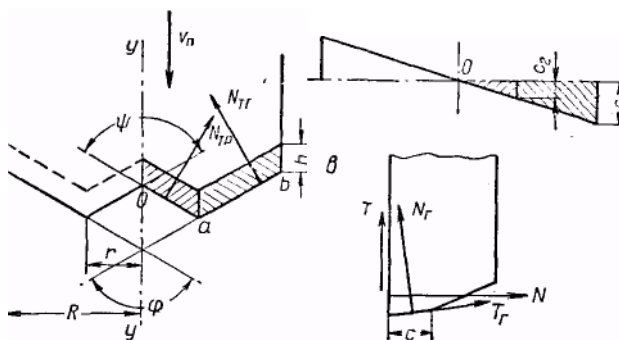


Схема действия сил приложенных к резцу

Глубина реза, образуемого каждым пером,

$$h = \frac{v_n}{nz}, \text{ мм}$$

где  $v_n$  - скорость подачи резца, мм/мин;

$n$  - скорость вращения резца, об/мин;

$z$  - число перьев резца.

Площадка, по которой передняя грань пера соприкасается с породой (пренебрегая конусностью резца) (рис., а):

на участке главной кромки

$$F_r = h(R-r), \text{ мм}^2$$

на участке кромки рассечки

$$F_p = hr, \text{ мм}^2$$

В.Г. Михайлов<sup>1</sup> (<sup>1</sup>Михайлов В.Г. Сверление шпуров. Металлургиздат, 1947) рекомендует принимать торцовую площадку затупления (по которой задняя грань соприкасается с породой) в форме треугольника, так как наибольший износ наблюдается на удаленных от оси вращения элементах резца.

Тогда (рис., б) торцовая площадка на участке главной кромки

$$F_{\pi} = \frac{c_1 + c_2}{2} ab, \text{ мм}^2$$

На участке кромки рассечки

$$F_{\pi} = \frac{c_2}{2} oa, \text{ мм}^2$$

Здесь  $c_1$  – ширина торцовой площадки на периферии главной кромки резца, мм;

$c_2$  – то же, у рассечки, мм.

Так как

$$ab = \frac{R - r}{\sin \frac{\varphi}{2}},$$

$$oa = \frac{r}{\sin \frac{\psi}{2}},$$

и обозначив

$$\frac{c_2}{c_1} = \frac{r}{R} = A,$$

то

$$F_{mz} = \frac{c_1 R (1 - A^2)}{2 \sin \frac{\varphi}{2}}$$

и

$$F_{mp} = \frac{c_1 R A^2}{2 \sin \frac{\psi}{2}}$$

Величина площадок, временное сопротивление смятию и коэффициент трения между резцом и породой обуславливают силы, действующие на резец. Но при этом необходимо учитывать, что хрупкость породы, периодическое ее скалывание, обуславливающее контакт между породой и рабочими элементами резца не на всей передней площадке, а также ряд других причин снижают величину сил, действующих на резец. Это снижение учитывается коэффициентом  $k$  меньше единицы при временном сопротивлении смятию.

Произведение  $k \sigma_{\text{см}}$  представляет сопротивление породы бурению. По проф. В. Г. Михайлову рекомендуется принимать  $k = 0,5 — 0,7$ .

Тогда в первом приближении на переднюю площадку действуют нормальные силы

$$N_{\Gamma} = k F_{\Gamma} \sigma_{\text{см}}, \text{ кг}$$

и

$$N_{\text{p}} = k F_{\text{p}} \sigma_{\text{см}}, \text{ кг},$$

а также силы трения

$$T_{\Gamma} = N_{\Gamma} f = k F_{\Gamma} \sigma_{\text{см}} f, \text{ кг},$$

и

$$T_{\text{p}} = N_{\text{p}} f = k F_{\text{p}} \sigma_{\text{см}} f, \text{ кг}.$$

То же на торцовых площадках (рис., в)

$$N_{\text{тг}} = F_{\text{тг}} \sigma_{\text{см}}, \text{ кг},$$

и

$$N_{\text{тп}} = F_{\text{тп}} \sigma_{\text{см}}, \text{ кг}$$

То же, силы трения

$$T_{\text{тг}} = F_{\text{тг}} \sigma_{\text{см}} f, \text{ кг},$$

и

$$T_{\text{тп}} = F_{\text{тп}} \sigma_{\text{см}} f, \text{ кг}.$$

Усилие подачи равно проекции на вертикальную ось сил, действующих на резец. При этом можно пренебречь влиянием на величину проекций сил заднего угла, так как при этом допущении ошибка при обычно принимаемых задних углах не превосходит 5%.

Тогда усилие подачи

$$Q_o = \left[ T_z + N_{mz} \sin \frac{\varphi}{2} + T_p + N_{mp} \sin \frac{\psi}{2} \right] z, \text{ кг},$$

учитывая приведенные зависимости, получим

$$Q_o = \sigma_{\text{см}} R \left( kfh + \frac{c_1}{2} \right) z, \text{ кг}.$$

Сила, обуславливающая момент сил сопротивления на резце, равна проекции сил, действующих на резец на плоскость, перпендикулярную оси вращения. Плечо приложения равнодействующей проекций сил рекомендуется принимать равным  $\frac{2}{3}$  радиуса резца.

Момент сил сопротивления

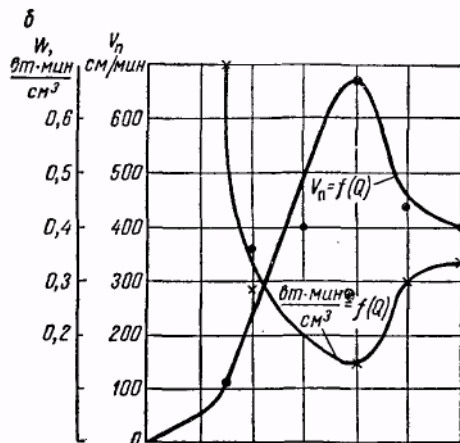
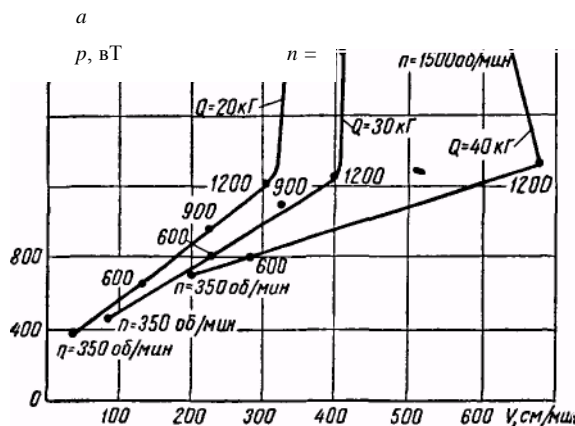
$$M = z \sigma_{cm} \frac{2R^2}{3} \left[ kh + \frac{fc_1}{2} \left( \frac{1-A^2}{\sin \frac{\varphi}{2}} + \frac{A^2}{\sin \frac{\psi}{2}} \right) \right], \text{ кг·мм}$$

и мощность на резце

$$N = 1,15 \frac{\pi n R^2 z 10^{-3}}{102 \cdot 45} \sigma \left[ kh + \frac{fc_1}{2} \left( \frac{1-A^2}{\sin \frac{\varphi}{2}} + \frac{A^2}{\sin \frac{\psi}{2}} \right) \right], \text{ кВт}$$

Коэффициент 1,15 введен в связи с сопротивлениями, не учитываемыми изложенной методикой определения мощности на сверле.

Определение оптимальных условий бурения



Графики зависимости:

а — мощности, затрачиваемой на бурение от скорости подачи при различных значениях осевых усилий и скоростях вращения резца; б — скорости подачи  $v_n$  и энергетических затрат от осевого усилия  $Q$  при бурении с оптимальной для данного пласта скоростью вращения резца  $n = 1200$  об/мин.

Для определения оптимальных параметров производят бурение при постоянном осевом усилии, но разной



угловой скорости шпинделя. По этим данным строят графики зависимости мощности от скорости подачи (рис., а). Получив оптимальную угловую скорость вращения шпинделя для данного пласта, бурят при этой скорости, прилагая различную осевую силу, и измеряют скорость подачи и мощность. На основании последнего исследования строят графики, изображающие зависимость удельных энергозатрат и скорости подачи от осевого усилия (рис. б). По этому графику определяют оптимальное осевое усилие, при котором удельные энергозатраты минимальны или скорость бурения максимальна.

### *Определение мощности перфоратора*

При работе перфоратора под действием сжатого воздуха поршень ударяет по хвостовику бура и заставляет последний совершать работу.

Энергия удара поршня-ударника

$$A_1 = pFL,$$

где  $p$ —среднее давление сжатого воздуха, кг/см<sup>2</sup>;

$F$ —приведенная площадь поршня-ударника;

$L$  — ход поршня.

Энергия удара бура о породу будет меньше, чем энергия удара поршня, так как часть ее расходуется на упругую деформацию поршня и бура.

Поэтому энергия удара может быть записана как

$$A_2 = pFL\eta,$$

а к.п.д. удара

$$\eta = \frac{A_2}{A_1} = \frac{A_1 - \Delta A}{A_1} = 1 - \frac{\Delta A}{A_1}$$

где  $\Delta A$  — потеря энергии при ударе.

Из теоретической механики известно, что потеря энергии при ударе

$$\Delta A = \frac{A_1(1 - \varepsilon^2)}{1 + \frac{M_1}{M_2}}$$

здесь  $M_1$ — масса поршня;

$M_2$ —масса бура:

$\varepsilon$ — коэффициент восстановления, значение которого для абсолютно неупругих тел  $\varepsilon = 0$ , абсолютно упругих  $\varepsilon = 1$ , а для стали  $\varepsilon \sim 0,55$ .

Из формул для к.п.д. и потери энергии при ударе

$$\eta = 1 - \frac{1 - \varepsilon^2}{1 + \frac{M_1}{M_2}}$$

Из этого уравнения следует, что к.п.д. удара тем выше, чем масса поршня-ударника  $M_1$  больше по сравнению с массой бура  $M_2$ . Очевидно также что к. п. д. удара повышается с увеличением коэффициента восстановления  $\varepsilon$ , т. е. с увеличением твердости поршня и хвостовика бура.

Мощность на головке бура можно выразить уравнением

$$N = A_2 n$$

или, подставив значение  $A_2$ , получим

$$N = pFL\eta n$$

где  $n$ — число ударов в единицу времени.

Число ударов обратно пропорционально периоду времени между ударами ( $T$ ), то есть:

$$n = \frac{1}{T}$$

Период времени между ударами

$$T = t_p + t_x$$

где  $t_p$  — время рабочего хода поршня, а  $t_x$  — холостого хода.

Обозначим  $\frac{t_x}{t_p} = a$ , тогда

$$n = \frac{1}{t_p(1+a)}$$

При равноускоренном движении

$$t_p = \sqrt{\frac{2L}{j}}$$

причем ускорение поршня

$$j = \frac{P}{M_1}$$

здесь  $P$  — сила, действующая на поршень, а  $M_1$  — масса поршня

$$M_1 = \frac{Fl\gamma}{g}$$

где  $F$  — приведенная площадь поршня;

$l$  — приведенная длина поршня-ударника;

$\gamma$  — удельный вес материала поршня;

$g$  — ускорение свободно падающего тела.

Усилие, действующее на поршень,

$$P = pF.$$

Из предыдущих уравнений путем подстановок получим

$$n = \frac{1}{1 + a\sqrt{\frac{pg}{2Ll\gamma}}}$$

Обозначим для сокращения

$$\frac{1}{1 + a\sqrt{\frac{g}{2\gamma}}} = B$$

тогда из предыдущих формул мощность на головке бура будет равна

$$N = B\eta F\sqrt{\frac{p^3 L}{l}}$$

Из этих формул следует, что мощность перфоратора зависит от числа ударов  $n$  и конструктивных параметров:  $F$ ,  $L$  и  $l$ .

Увеличив величину  $n$  были созданы новые высокопроизводительные перфораторы.'

Из последней формулы можно сделать важный вывод о необходимости увеличения давления сжатого воздуха  $p$ , так как мощность перфоратора, а следовательно, и производительность бурения при этом значительно увеличиваются.

Отсюда всегда необходимо обеспечивать в забое наиболее высокое давление сжатого воздуха, что достигается правильным подбором сечения воздухопроводной сети и ликвидацией в ней утечек

### *Элементы теории работы бурильного молотка*

Так как между работой бурильного и отбойного молотка есть много общего, то для определения энергии и частоты ударов бурильного молотка можно воспользоваться преобразованными формулами, ранее выведенными для отбойных молотков.

Энергия удара  $A_y$  для бурильных молотков с зависимым приводом механизма поворота бура может быть определена из выражения

$$A_y = p_{\text{ср}} Q S \eta_{\text{мех}}, \text{ кгм},$$

где  $p_{\text{ср}}$  — среднее давление воздуха за цикл, кг/см<sup>2</sup>;

$Q$  — полезная площадь ударника, см<sup>2</sup>;

$S$  — полная длина хода поршня, м;

$\eta_{\text{мех}}$  — механический к.п.д. молотка, который в зависимости от типа молотка составляет 0,5 — 0,75. Этот коэффициент учитывает сопротивления перемещению поршня, в том числе сопротивления вращению поворотного механизма бура

или

$$A_y = k'_a p Q S \eta_{\text{мех}}, \text{ кгм},$$

где  $k'_a$  — коэффициент, учитывающий отклонение среднего давления за рабочий ход поршня от давления  $p$  сжатого воздуха в сети. Путем исследований установлено, что

$$k_a = k'_a \eta_{\text{мех}} = 0,5 \dots 0,55.$$

Поэтому для определения энергии удара формула приобретает окончательный вид

$$A_y = k_a p Q S, \text{ кгм}.$$

Частота ударов  $n$  определяется из выражения

$$n = k_n \frac{60}{1 + \tau} \sqrt{\frac{Qp}{Sm}}, \text{ уд/мин.}$$

Выражение представляет собой преобразованную применительно к бурильным молоткам ранее приведенную формулу для отбойных молотков.

Здесь  $m$  — масса ударника;

$$m = G/g, \text{ кгсек}^2/\text{м},$$

где  $G$  — вес ударника, кг;

$g$  — ускорение силы тяжести ( $9,81 \text{ м/сек}^2$ ).

Ударная мощность бурильного молотка, т. е. мощность на штоке поршня определяется из выражения

$$N_y = \frac{A_y n}{102 \cdot 60}, \text{ кВт}$$

Ударная мощность пропорциональна энергии и частоте ударов.

### *Производительность бурильного молотка*

Для получения высокопроизводительной работы бурильного молотка необходимо, чтобы он работал на оптимальных (наивыгоднейших) режимах бурения, при которых достигается наибольшая скорость бурения, минимальная энергоемкость процесса разрушения породы, минимальный износ бурового инструмента — при устойчивой работе молотка. Под последним подразумевается, что во время бурения не нарушается нормальный цикл работы ударного и поворотного механизмов машины. Для бурения горной породы к корпусу молотка необходимо приложить определенное усилие подачи. Для всех типов бурильных молотков установлена закономерность: с увеличением усилия подачи скорость бурения увеличивается, достигает максимума, а затем начинает уменьшаться. Таким образом, для всех бурильных молотков можно условно установить три зоны бурения: 1) нерациональных усилий подачи из-за низких скоростей бурения; 2) рациональных усилий подачи, обеспечивающих наибольшую скорость бурения; 3) неустойчивой работы молотка. Вторая закономерность:

повышение давления сжатого воздуха от 0,4 до 0,6 МПа приводит к значительному увеличению скорости бурения только в случае работы молотков в зонах рациональных усилий подачи. В этом случае с изменением давления воздуха от 0,4 до 0,5 МПа и от 0,5 до 0,6 МПа скорости бурения молотков, соответствующие оптимальным усилиям подачи, увеличиваются в среднем на 30—40%. И, наоборот, если бурение осуществлять с усилием меньше оптимального, то повышение давления воздуха вместо увеличения скорости бурения приведет к ее снижению.

Существует зависимость скорости бурения и от диаметра шпура. Исследованиями установлено, что скорости бурения однодолотчатыми коронками диаметром 40—80 мм, полученные при применении одних и тех же молотков, работающих на оптимальных усилиях подачи, обратно пропорциональны квадрату диаметров буровых коронок.

Способы очистки забоя шпура — продувка или промывка не оказывают влияния на скорости бурения при работе молотка на оптимальных режимах.

У всех бурильных молотков с изменением усилия подачи изменяется и скорость вращения бура. Максимальную скорость вращения бура молоток развивает при холостом ходе. При оптимальных усилиях подачи скорость вращения бура в три-четыре раза меньше, чем при малых усилиях.

При увеличении усилия подачи от нуля до максимума (в зоне нерациональной работы молотка) частота ударов вначале уменьшается, а затем увеличивается вплоть до остановки молотка в результате чрезмерной осевой нагрузки.

При повышении давления воздуха на 0,1 МПа (в диапазоне от 0,4 до 0,6 МПа) частота ударов у всех молотков увеличивается в среднем на 6—8%, возрастает и скорость бурения.

Угол поворота бура между двумя ударами, представляющий собой частное от деления числа оборотов на число ударов, изменяется в 2 — 4,5 раза в зависимости от усилия подачи, так как указанные выше два параметра тоже изменяются.

Расход воздуха, как показали исследования, увеличивается при повышении давления воздуха и увеличении усилия подачи. При изменении усилия подачи от минимальной величины до максимальной расход воздуха у всех молотков повышается в среднем на 11—16% расхода на оптимальных режимах работы молотка.

Из вышеизложенного вытекает, что эффективная работа молотка зависит от оптимального усилия подачи, которое, в свою очередь, зависит от параметров молотка и давления подводимого воздуха. Для бурильных молотков с площадью поршня от 25 до 70 см<sup>2</sup> оптимальное горизонтальное усилие подачи при давлениях воздуха 0,4 — 0,5 — 0,6 МПа может быть определено из выражения

$$P = \frac{pQ}{3,56} + cp$$

где  $p$  — давление воздуха у молотка, кг/см<sup>2</sup>;

$Q$  — площадь поршня при переднем ходе, на которую оказывает давление сжатый воздух, см<sup>2</sup>;

$c = kQ$  — постоянный коэффициент, где  $k = 0,16 \dots 0,057$  при изменении  $Q$  от 25 до 70 см<sup>2</sup>.

Практически ручные бурильные молотки с обычной частотой удара (типа ПР-ЗОК, ПР-ЗОЛ и др.) необходимо подавать на забой с усилием 50 — 70 кг, а быстроударные — 70 — 150 кг. Это предопределяет необходимость применения их с различного рода поддерживающе-подающими устройствами, обеспечивающими при бурении оптимальные усилия подачи, а, следовательно, и высокопроизводительную работу молотка.

Производительность бурильного молотка в конкретных горногеологических условиях зависит не только от его конструкции, параметров и режимов работы, но и от организационно-технических факторов.

Производительность бурильщиков за смену может быть определена в общем виде выражением, предложенным В. К. Бучневым,

$$A = \frac{(T - T_1)n_1n_2k_1k_2v}{1000}, \text{ м}$$

где  $T$  — продолжительность смены, мин;

$T_1$  — время на подготовительно-заключительные и вспомогательные операции в смену (разборка забоя, подготовка к бурению, установка пневмоподдержки и пр.), мин; это время составляет 10—30% общего;

$n_1$  — число одновременно работающих бурильщиков в каждую смену;  
 $n_2$  — число молотков, обслуживаемых одним бурильщиком;

$k_1 = (0,6 + 0,7)$  — коэффициент чистого времени бурения от общего времени;

$k_2$  — коэффициент производительности бурильщиков при работе на нескольких молотках одновременно (при работе на одном молотке  $k_2 = 1$ , на двух — 1,8, на трех — 2,4);

$v$  — скорость бурения за единицу машинного времени, мм/мин. Скорость бурения  $v$  является основным фактором, от которого зависит производительность бурильщика.

#### *Особенности определения производительности бурильных установок*

Техническая производительность бурильных установок, т. е. производительность установки за час чистого машинного времени в типичных эксплуатационных условиях, может быть определена, аналогично производительности буровых станков, по формуле

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{всп}}}, \text{ м/ч}$$

Чистое время бурения 1 м шпура может быть найдено исходя из чистой средней скорости бурения одного шпура ( $v_{\text{ср}}$ , м/мин), числа бурильных головок на установке ( $n$ ) и коэффициента одновременности их работы ( $k_0$ ), который для двух головок составляет около 0,7:

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{v_{\text{ср}}nk_0}, \text{ мин}$$



Вспомогательное технологическое время, отнесенное к выбуриванию 1 м шпура,

$$t_{\text{всп}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{о.х}} + t_1, \text{ мин.}$$

Время, затрачиваемое на установку и перестановку бурильных машин ( $t_{\text{ман}}$ ) и замену коронок ( $t_1$ ) в процессе выбуривания 1 м шпура, по опытным данным может приниматься соответственно равным 0,25—0,5 и 0,1 мин, а время, затрачиваемое на обратный ход бурильной головки ( $t_{\text{о.х}}$ ), определяется по паспортным данным.

Эксплуатационная производительность бурильных установок (в метрах шпура) за общее время работы (обычно в смену) с учетом времени на подготовительно-заключительные операции и простои по организационным и техническим причинам может быть определена исходя из технической производительности и оперативного времени работы в смену:

$$Q_3 = Q_{\text{тех}} T_{\text{оп}} = Q_{\text{тех}} \frac{T - (t_{\text{п.з}} + t'_{\text{п.з}} + t_{\text{о}} + t_{\text{взр}})}{60}, \text{ м/см}$$

где  $T$  — длительность смены, мин;

$t_{\text{п.з}}$  и  $t'_{\text{п.з}}$  — время, затрачиваемое на общие подготовительно-заключительные операции в смену и непосредственно на бурение шпуров; может приниматься равным 2,5 и 9,5% общей длительности смены, мин;

$t_{\text{о}}$  и  $t_{\text{взр}}$  — время, затрачиваемое на технологический перерыв для отдыха рабочих и проведения взрывных работ; может приниматься равным 10 и 12% общей длительности смены, мин.

*Расчет теоретической, технической и эксплуатационной  
производительности бурового станка с погружным пневмоударником  
(на примере станка НКР-100М)*

Производительность бурильных машин вращательно-ударного действия определяется начальной механической скоростью бурения, затратами времени на спускоподъемные операции, стойкостью долота, числом скважин в веере, временем передвижения станка с одного веера на другой. При этом организация работы имеет существенное влияние на

величину производительности станков вращательно-ударного бурения. При хорошей организации, коэффициент использования станков во времени достигает 65 — 75 %. Среднее значение коэффициента использования станков составляет 50 — 60 %.

Начальная механическая скорость бурения скважин погружными пневмоударниками определяется по эмпирической формуле:

$$V_n = \frac{80An}{d^2 f}, \text{ мм/с};$$

где  $A$  — энергия удара, Дж;

$n$  — частота ударов,  $\text{с}^{-1}$ ;

$d$  — диаметр долота, мм;

$f$  — коэффициент крепости породы.

Значения параметров  $A$ ,  $n$  и  $d$  принимаются по технической характеристике пневмоударников.

Скорость бурения снижается с глубиной скважины по линейной зависимости и может быть выражена уравнением:

$$V = V_n - \beta L, \text{ м/мин}$$

где  $V_n$  — начальная механическая скорость бурения, м/мин;

$\beta$  — коэффициент снижения скорости бурения с глубиной бурения, 1/мин;

$L$  — глубина скважины, м.

При расчетах значения коэффициента  $\beta$  следует принимать из справочных таблиц, в зависимости от глубины скважины  $L$ .

Средняя скорость бурения скважины до глубины  $L$ :

$$V_{cp} = V_n - \beta \frac{L}{2}, \text{ м/мин}$$

Время бурения скважины до глубины  $L$ :

$$T_6 = \frac{L}{V_n - \beta \frac{L}{2}}, \text{ м/мин.}$$

Среднее время бурения скважины до глубины  $L$ , отнесенное к одному метру скважины:

$$t_{cp} = \frac{T_6}{L} = \frac{1}{V_n - \beta \frac{L}{2}}, \text{ мин}$$

Теоретическая производительность станка с погружными пневмударниками определяется из формулы:

$$Q = 60 \left( V_n - \beta \frac{L}{2} \right), \text{ м/ч};$$

Значение коэффициента  $\beta$  в зависимости от глубины скважины

| Глубина скважины, м $L$ | Значение коэффициента $\beta$ , 1/мин | Глубина скважины, м $L$ | Значение коэффициента $\beta$ , 1/мин |
|-------------------------|---------------------------------------|-------------------------|---------------------------------------|
| 5                       | 0,0001                                | 30                      | 0,0006                                |
| 10                      | 0,0002                                | 35                      | 0,0007                                |
| 15                      | 0,0003                                | 40                      | 0,0008                                |
| 20                      | 0,0004                                | 45                      | 0,0009                                |
| 25                      | 0,0005                                | 50                      | 0,001                                 |

Техническая производительность станка определяется по формуле:

$$Q_{tex} = \frac{60K_r}{\frac{1}{V_n - \beta \frac{L}{2}} + \left( \frac{L}{B} + 1 \right) \frac{t_n - t_p}{2l} + \frac{T_3}{B} + \frac{T_{nn} + T_{36}}{L}}, \text{ м/ч},$$

где  $K_r = 0,9$  - коэффициент готовности;

$B$  — стойкость долота на одну заточку, м.  $B$  следует принимать из справочных таблиц, в зависимости от крепости буримых пород;

$t_n = 0,5$  мин — время навинчивания одной штанги;

$t_p = 1$  мин — время развинчивания одной штанги;

$l = 1,0$  м - длина одной штанги;

$T_3 = 4$  мин — время замены долота;

$T_{nn} = 4$  мин — время наведения станка на одну скважину;

$T_{36} = 1$  мин — время забуривания скважины.

Стойкость долота на одну заточку  $B$ ,  
в зависимости от крепости буримых пород

| Коэффициент крепости буримых пород, $f$ | $B$ , м |
|---|---------|
| 8—10                                    | 12      |
| 10—12                                   | 8       |
| 12—14                                   | 6       |
| 14—16                                   | 4       |
| 16—18                                   | 3       |
| 18—20                                   | 2       |

Эксплуатационная производительность станка определяется с учетом простоев станка по организационным причинам:

$$Q_3 = \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{оп}})K_r}{\frac{1}{V_n - \beta \frac{L}{2}} + \left(\frac{L}{B} + 1\right) \frac{t_n - t_p}{2l} + \frac{T_3}{B} + \frac{T_{\text{п}} + (T_{\text{нп}} + T_{36})m}{ml}}, \text{ м/см}$$

где  $T_{\text{см}} = 360$  мин — длительность смены;

$T_{\text{пз}} = 20$  мин - время подготовительно-заключительных операций;

$T_{\text{оп}} = 10 \dots 20$  мин — время организационных простоев;

$T_{\text{п}} = 20$  мин - время перемещения станка в течение смены;

$m$  — число скважин в веере, которое принимают согласно паспорта массового взрыва в блоке или можно рассчитать ориентировочно для полного веера:

$$m = \frac{2\pi L}{b}, \text{ шт}$$

где  $b$  — расстояние между концами скважин в веере (линия наименьшего сопротивления ЛНС — для более точного расчета определяется в зависимости от применяемого взрывчатого вещества и способа заряжания), для ориентировочных расчетов принимается из справочных таблиц, м.

Значение  $b$  в зависимости от крепости буримых пород

| Крепость буримых пород, $f$ | Значение $b$ , м |
|-----------------------------|------------------|
| 8—10                        | 3,5              |
| 10—12                       | 3,2              |
| 12—14                       | 3,0              |
| 14—16                       | 2,8              |
| 16—18                       | 2,6              |
| 18—20                       | 2,4              |

Производительность бурового станка в тоннах отбитой руды определяется умножением  $Q_3$  на выход руды с 1 м скважины —  $\lambda$ , т/м.

Значения основных величин в зависимости от крепости руды

| Параметры       | Коэффициент крепости руды, $f$ |       |       |       |
|-----------------|--------------------------------|-------|-------|-------|
|                 | 8—10                           | 10—12 | 12—14 | 14—16 |
| $V$ , мм/мин    | 120                            | 98    | 80    | 65    |
| $\lambda$ , т/м | 24                             | 21    | 17    | 14    |
| $B$ , м         | 12                             | 8     | 6     | 4     |
| $b$ , м         | 3,5                            | 3,2   | 3     | 2,8   |

## Производительность погрузочных машин

### *Ковшовые погрузочные машины*

Теоретическая производительность  $Q$

$$Q = \frac{60}{T} V_k = n_{\text{ц}} V_k, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где  $T$  - теоретическая продолжительность цикла, с (обычно  $T = 10 \dots 15$  с),

$V_k$  - геометрическая емкость ковша,  $\text{м}^3$ ,

$n_{\text{ц}}$  - частота рабочих циклов,  $\text{мин}^{-1}$ .

Техническая производительность

$$Q_{\text{т}} = Q k_3 \frac{1}{k_{\text{и}}} k_{\text{р}} = \frac{n_{\text{ц}}}{k_{\text{и}}} k_3 k_{\text{р}} V_k, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где  $k_3$  — коэффициент заполнения ковша. Для машин с пневмоприводом

$k_3 = 0,92 \dots 1,1$ ; для машин с электроприводом  $k_3 = 1 \dots 1,5$ ;

$k_{\text{и}}$  — коэффициент, учитывающий изменение времени цикла в реальных условиях;

$k_{\text{р}}$  — коэффициент дополнительного разрыхления горной массы в ковше.

Для ковшей емкостью до  $0,12 \text{ м}^3$   $k_{\text{р}} = 0,92$ , для ковшей большей емкости  $k_{\text{р}} = 0,92 \dots 0,96$ .

Эксплуатационная производительность  $Q_3$  (м<sup>3</sup>/ч) определяется погруженным объемом горной массы за единицу времени работы машины с учетом потерь времени на подготовительно-заключительные операции, обмен вагонеток и простой по организационным и техническим причинам.

Эксплуатационная производительность

$$Q_3 = 60 \frac{V_n}{T_0}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где  $V_n$  — полный объем горной массы, погруженной машиной за проходческий цикл, м<sup>3</sup>;

$T_0$  — время работы машины, мин.

### *Основы расчета погрузочно-доставочных машин (ПДМ)*

Геометрическая емкость ковша (бункера)

$$V_k = \frac{PK_p}{\gamma K_n}, \text{ м}^3$$

где  $P$  — грузоподъемность (номинальная) ковша погрузчика, т;

$K_p = 1,3 \dots 1,5$  — коэффициент разрыхления горной массы;

$\gamma$  — объемный вес горной массы в целике, тс/м<sup>3</sup>;

$K_n = 0,8 \dots 1,25$  — коэффициент наполнения ковша (бункера) при наполнении ковша (бункера) «шапкой».

Число ковшей, необходимых для загрузки бункера

$$n_k = \frac{P' K_p}{V_k K_n \gamma}, \text{ шт}$$

где  $P'$  — грузоподъемность погрузчика по бункеру, тс.

Рабочий парк ПДМ, необходимый для обеспечения заданной годовой производительности рудника

$$N_{\text{ПДМ}} = \frac{A_{\text{год}} K_{\text{нр}} T_{\text{ц}}}{n_{\text{см}} n_{\text{дн}} t_{\text{см}} K_{\text{ис}} P}, \text{ шт}$$

где  $A_{\text{год}}$  — годовая производительность рудника, тс;

$K_{\text{нр}} = 1,15$  — коэффициент неравномерности работы;

$T_{\text{ц}}$  — продолжительность полного погрузочно-транспортного цикла, час;

$n_{\text{см}}$  – число смен работы ПДМ в сутки;

$n_{\text{дн}}$  – число дней работы рудника в году;

$t_{\text{см}}$  – продолжительность рабочей смены, час;

$K_{\text{ис}} = 0,5 \dots 0,8$  – коэффициент использования ПДМ в течение смены;

$P$  – номинальная грузоподъемность ПДМ, тс.

Техническая часовая производительность ПДМ

$$A_{\text{тех}} = \frac{PK_{\text{н}}}{T_{\text{ц}}K_{\text{р}}}, \text{ тс/час}$$

Сменная, эксплуатационная производительность ПДМ

$$A_{\text{э}} = \frac{PK_{\text{н}}t_{\text{см}}K_{\text{ис}}}{T_{\text{ц}}K_{\text{р}}}, \text{ тс/см}$$

Продолжительность полного погрузочно-транспортного цикла

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{н}} + t_{\text{р}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{пр}}, \text{ час}$$

где  $t_{\text{н}}$  – время наполнения ковша (бункера), час;

$t_{\text{р}}$  – время разгрузки ковша (бункера), час;

$t_{\text{гр}}$  – время движения груженой ПДМ к месту разгрузки, час;

$t_{\text{пор}}$  – время движения порожней ПДМ к месту погрузки, час;

$t_{\text{пр}}$  – время простоев, час.

Время движения груженой ПДМ к месту разгрузки и время движения порожней ПДМ к месту погрузки зависят от расстояния и скорости передвижения ПДМ

$$t_{\text{гр}} = \frac{L_{\text{гр}}}{v_{\text{гр}}}, \text{ час}$$

$$t_{\text{пор}} = \frac{L_{\text{пор}}}{v_{\text{пор}}}, \text{ час}$$

где  $L_{\text{гр}}$  и  $L_{\text{пор}}$  – расстояния до места разгрузки или погрузки ПДМ, соответственно, км;

$v_{\text{гр}}$  и  $v_{\text{пор}}$  – средняя скорость движения груженой и порожней ПДМ, соответственно, км/час.

### *Машины с нагребаяющими лапами*

Техническая производительность  $Q_T$

$$Q_T = ZnV_{\text{л}}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где  $Z$  — число нагребаяющих лап;

$n$  — частота ходов каждой лапы,  $\text{мин}^{-1}$ . Обычно для тяжелых грузов  $n = 30 \dots 35$ , а для легких  $n = 45$ ;

$V_{\text{л}}$  — объем горной массы, захватываемой каждой лапой за рабочий ход,  $\text{м}^3$ .

### *Особенности оценки эффективности применения ПДМ*

Для сравнения экономической эффективности применения ПДМ в качестве основных критериев принимаются следующие показатели: себестоимость погрузки и доставки единицы горной массы, капитальные затраты на приобретение оборудования, удельные приведенные затраты на погрузку и доставку единицы горной массы.

Удельные приведенные затраты

$$P_3 = C + E_n K$$

где  $C$  — себестоимость погрузки и доставки единицы горной массы,

$E_n = 0,15$  — отраслевой нормативный коэффициент экономической эффективности,

$K$  — удельные капитальные затраты на приобретение оборудования, отнесенные к единице гудового объема работ.

Затраты на приобретение ПДМ состоят из стоимости (оптовой цены) и затрат на его доставку к месту работы

$$C_{\text{п}} = C_{\text{п}} + T_{\text{п}}, \text{ руб}$$

где  $C_{\text{п}}$  — стоимость (оптовая цена) ПДМ, руб;

$T_{\text{п}}$  — затраты на доставку ПДМ к месту работы, руб. (для ориентировочных расчетов принимаются равными  $0,07 C_{\text{п}}$ ).

Для новых погрузчиков оптовая цена может быть определена методом аналогии, исходя из их веса



$$Ц_{п} = Ц'_{п} \cdot G, \text{ руб}$$

где  $Ц'_{п}$  – удельная цена за 1 т веса ПДМ, руб.

$G$  – вес ПДМ, тс

Амортизационные отчисления на восстановление и капитальный ремонт для пневмоколесной ПДМ

$$C_{ам} = \frac{(C_{п} - n_{ш}C_{ш})(a_{в} + a_{кр})}{100n_{дн}n_{см}}, \text{ руб/см}$$

где  $C_{п}$  – затраты на приобретение ПДМ, руб;

$C_{ш}$  – стоимость одной шины, руб;

$n_{ш}$  – количество шин на ПДМ;

$a_{в} = 9 \%$  – амортизационные отчисления на восстановление стоимости (реновацию) ПДМ, руб;

$a_{кр} = 14 \%$  – амортизационные отчисления на капитальный ремонт, руб;

$n_{дн}$  – число дней работы ПДМ в году;

$n_{см}$  – число смен работы ПДМ в сутки.

Стоимость износа шин определяется в зависимости от условий эксплуатации

$$C_{из.ш} = \frac{4C_{ш}T_{р}}{T_{сл}}, \text{ руб/см}$$

где  $T_{р}$  – время работы ПДМ в течение смены за вычетом нормируемых простоев, час;

$T_{сл} = 2000$  – срок службы шины, час

Из опыта  $4C_{ш} = 0,135Ц_{п}$ .

Расход дизельного топлива определяется в зависимости от мощности двигателя

$$W_{топ} = NT_{см}K_{дв}[d_{хол} + (d_{нор} - d_{хол})K_{дм}], \text{ кг/см}$$

где  $N$  – номинальная мощность двигателя, лс;

$T_{см}$  – продолжительность работы ПДМ в смену, час;

$K_{дв} = 0,65$  – коэффициент использования двигателя в смену;

$K_{дм} = 0,6$  – коэффициент использования двигателя по мощности;

$d_{хол} = 0,06 \dots 0,7$  кг/лс час – расход топлива на 1 лс час при холостой работе;

$d_{нор} = 0,175 \dots 0,200$  кг/лс час – расход топлива при нормальной нагрузке.

Удельный расход топлива, как правило, снижается с увеличением мощности двигателя.

Стоимость 1 т дизельного топлива принимается исходя из реальных цен.

Расходы на смазочные и обтирочные материалы принимаются в размере 20 % от стоимости дизельного топлива.

### *Тяговый расчет ПДМ*

Расчет сопротивления движению ПДМ, мощности ходовых двигателей, скорости движения, максимального угла наклона пути и тормозов производится по методике для самоходных вагонов.

Величина наибольшего напорного усилия (усилия внедрения), развиваемого погрузчиком, определяется тяговосцепными качествами ПДМ

$$T_{вн} \leq T_{тяг} = \varphi G_{сц}, \text{ тс}$$

где  $T_{тяг}$  – наибольшее тяговое усилие, тс;

$\varphi$  – коэффициент сцепления ходовой части с грунтом (для пневмоколесных  $\varphi = 0,45 \dots 0,65$ , для гусеничных  $\varphi = 0,65 \dots 0,75$ );

$G_{сц}$  – сцепной вес ПДМ, тс.

### *Физические основы и расчет вибротранспорта*

В результате исследований установлено, что при изменении ускорения от 0,9 до 3 *g* величина силы трения резко падает, уменьшаясь в десятки раз. При дальнейшем увеличении ускорения вибрирующей площадки величина силы трения уменьшается, асимптотически приближаясь к нулю.

Движение руды по площадке виброустановки происходит за счет уменьшения сил трения вибрации и угла наклона выработки.

При вибрации коэффициент трения между площадкой и транспортируемым грузом уменьшается, нарушается состояние равновесия и груз начинает двигаться. Перемещение груза по площадке при вибрации происходит также за счет микробросков.

#### *Определение скорости движения материала*

По формуле равномерно-ускоренного движения можно определить скорость движения виброплощадки.

$$V = at \text{ м/сек,}$$

где  $a$  — ускорение площадки;

$t$  — период одного колебания.

$$t = \frac{60}{n}, \text{ сек}$$

$$a = Aw^2 \sin \alpha$$

где  $A$  — амплитуда колебаний площадки;

$\alpha$  — угол наклона площадки;

$w$  — угловая скорость:  $w = \frac{\pi n}{30}$

$n$  — число колебаний в минуту.

Подставляя в первую формулу значения  $a$  и  $t$ , получим:

$$V = Aw^2 \frac{60}{n} \sin \alpha$$

или

$$V = 0,65An \sin \alpha$$

Установлено, что скорость площадки примерно в 3 раза выше скорости транспортируемого материала.

Следовательно, введя в последнюю формулу коэффициент 0,31, получим формулу для определения скорости транспортируемого материала в зависимости от частоты и амплитуды колебаний

$$V_M = 0,24 n \sin \alpha, \text{ м/сек}$$

### *Выбор параметров грузонесущего органа*

Параметры грузонесущего органа виброустановки определяются потребной производительностью и эксплуатационными требованиями. Длина грузонесущего органа зависит от необходимой глубины его внедрения под рудный завал, расстояния от выпускного окна до транспортных емкостей и т. д.

Учитывая трудность монтажа и транспорта в подземных условиях, следует ограничиваться длиной грузонесущего органа 7 — 8 м. Такое ограничение длины, помимо указанных достоинств, позволяет обеспечить эффективный режим работы установки с одним компактным приводом за счет сравнительно небольшой по величине колеблющейся массы. Ширина грузонесущего органа при заданной скорости вибротранспорта и высоте слоя выпускаемой руды на разгрузочном конце должна приниматься такой, чтобы обеспечивалась заданная техническая производительность виброустановки.

Она должна быть на 150 — 300 мм шире, чем максимальный размер кондиционного куска выпускаемой руды.

Ширину грузонесущего органа определяют по формуле:

$$b = \frac{Q_r}{3600 \gamma h V}, \text{ м}$$

где  $Q_r$  — часовая производительность установки, т;

$\gamma$  — насыпной вес выпускаемой руды, т/м<sup>3</sup>;

$h$  — высота слоя руды на грузоразгрузочном конце, м;

$V$  — скорость движения руды на разгрузочном конце, м/сек.

При этом ширина лотка должна удовлетворять условию

$$b > d + 0,3, \text{ м,}$$

где  $d$  — размер максимального кондиционного куска, м.

Исходя из опыта проектирования и эксплуатации максимальная ширина грузонесущего органа принимается в пределах 1,5 — 2,5 м, а высота слоя выпускаемой руды на разгрузочном конце составляет 400 — 700 мм.

Расход электроэнергии при вибровыпуске составляет 0,015 — 0,035 кВт —ч/т.

Для определения затрат мощности в упругой системе вибромашин с гармоническими колебаниями грузонесущего органа можно воспользоваться формулой:

$$N = 1,41 \cdot 10^{-6} F n^2, \text{ кВт}$$

#### *Производительность вибровыпуска*

Сменную производительность виброустановки можно подсчитать по формуле:

$$A_{\text{см}} = Q_{\text{т}}(t_{\text{см}} - t_{\text{в}} - t_{\text{пр}} - t_{\text{п}} N), \text{ т/см,}$$

где  $Q_{\text{т}}$  — техническая производительность виброустановки или виброкомплекса, т/час;

$t_{\text{см}}$  — продолжительность рабочей смены, час;

$t_{\text{в}}$  — время на вспомогательные работы, час;

$t_{\text{пр}}$  — время простоев (подготовительно-заключительные операции, отсутствие порожняка и т. д.);

$t_{\text{п}}$  — время на перестановку вагонетки;

$N$  — число вагонеток.

Если выразить величину  $t_{\text{в}}$  через  $t'_{\text{в}}$  — среднюю продолжительность ликвидации завесаний, вторичного дробления и проветривания на 1000 т выпускаемой руды, то получим:

$$A_{\text{см}} = \frac{t_{\text{см}} - t_{\text{пр}}}{\frac{1}{Q_{\text{с}}} + \frac{t'_{\text{в}}}{1000} + \frac{t_{\text{п}}}{G}}, \text{ т/см}$$

где  $G$  — полезная емкость вагонетки, т.

Если принять: 1)  $Q_T = 1000$  т/час при выпуске руды на откаточный горизонт непосредственно в откаточные сосуды; 2)  $Q_T = 300$  —  $350$  т/час при выпуске на виброконвейер горизонта доставки, то, учитывая максимальную продолжительность перестановки вагонетки по экспериментальным данным,  $t_{п-мах} = 9$  —  $12$  сек, формула при шестичасовой рабочей смене примет вид:

$$1) A_{см} = \frac{4500}{1 + t'_g + \frac{3}{G}}, \text{ т/см}$$

$$2) A_{см} = \frac{4500}{3 + t'_g + \frac{3}{G}}, \text{ т/см}$$

#### *Область применения виброустановок по удельной трудоемкости выпуска*

Целесообразность определения эффективности технологических процессов путем анализа их трудоемкости заключается в ее простоте, оперативности и сопоставимости получаемых данных.

В то же время метод достаточно точно отражает качественную характеристику изменения себестоимости вследствие значительного удельного веса заработной платы в общих затратах на добычу 1 т руды. Общая трудоемкость выпуска и доставки 1 т руды  $T_0$  (чел. см./т) зависит как от трудоемкости процесса выпуска и доставки  $T_3$ , так и от трудоемкости транспортирования, монтажа и демонтажа оборудования  $T_m$  и ремонта  $T_p$ , приходящихся на 1 т выпущенной руды:

$$T_0 = T_3 + T_m + T_p$$

В свою очередь  $T_3$  зависит от производительности агрегатов  $A_{см}$  (т/см) и численности обслуживающего персонала  $n_3$ . Трудоемкость транспортирования, монтажа и демонтажа оборудования  $T_m$  определяется числом чел. смен, необходимых на выполнение этих процессов  $n_m$  и количеством выпускаемой руды, приходящейся на одну монтажную установку  $P$  (т/уст).

Подставляя эти значения в предыдущую формулу получим

$$T_o = \frac{n_{\text{э}}}{A_{\text{см}}} + \frac{n_{\text{м}}}{P} + T_{\text{п}}, \text{ чел.см/т}$$

Из опыта эксплуатации, принимая  $n_{\text{э}} = 1$ , а другие показатели по данным практики, получим:

1. При самотечном выпуске на горизонт вторичного дробления и скреперной доставке

$$T_o = \frac{1}{A_{\text{см}}} + \frac{10}{P} + 0,0003, \text{ чел.см/т}$$

2. При вибровыпуске на откаточный горизонт

$$T_o = \frac{1}{A_{\text{см}}} + \frac{15}{P} + 0,0003, \text{ чел.см/т}$$

3. При вибровыпуске на горизонт вторичного дробления и доставке виброконвейером

$$T_o = \frac{1}{A_{\text{см}}} + \frac{25}{P} + 0,0005, \text{ чел.см/т}$$

4. При торцовом вибровыпуске и доставке виброконвейером при длине блока 25 ... 30 м

$$T_o = \frac{1}{A_{\text{см}}} + \frac{60}{P} + 0,0005, \text{ чел.см/т}$$

5. При торцовом вибровыпуске и доставке виброконвейером при длине блока 50 ... 60 м

$$T_o = \frac{1}{A_{\text{см}}} + \frac{90}{P} + 0,0005, \text{ чел.см/т}$$

Отсюда вибровыпуск оказывается эффективным при наличии определенного количества руды, приходящегося на один монтаж и кусковатости руды.

Установлено, что на одну виброустановку должно приходиться минимум 2 ... 4 тыс. т руды при выходе негабарита 25% и более 5 ... 11 тыс. т при выходе негабарита 2,5%.

При меньших запасах руды трудоемкость вибровыпуска и доставки значительно выше трудоемкости самотечного выпуска и скреперной доставки.

*Экономическая эффективность вибровыпуска*

Годовой экономический эффект от применения вибровыпуска определяется по формуле:

$$\mathcal{E} = [(C_c + EK_c) - (C_n + EK_n)]A_n, \text{ руб.},$$

где  $\mathcal{E}$  — годовой экономический эффект от внедрения одной виброустановки, руб/год;

$C_c$  — себестоимость выпуска и доставки 1 т руды вместе с затратами на подготовительно-нарезные работы до внедрения виброустановки, руб/т;

$E = 0,15$  — нормативный коэффициент сравнительной эффективности капитальных затрат;

$K_c$  — удельные капитальные затраты на единицу годового объема работ до внедрения, руб/т;

$C_n$  — себестоимость выпуска и доставки 1 т. руды после внедрения, руб/т;

$K_n$  — удельные капитальные затраты при использовании виброустановки, руб/т;

$A_n$  - годовой объем выпуска руды одной виброустановкой, т.



## ***Крепление горных выработок деревом***

**Сечением «в проходке»** называют сечение горной выработки, образованное в результате отбойки, выемки горной породы в незакрепленном состоянии. Его величина регламентируется проектно-сметной документацией, обычно отличается от сечения «вчерне» на 5...7 %.

Для определения параметров элементов крепи, сечения выработки, расхода леса на крепление необходимо определить диаметр верхняка и стоек для рамной крепи, и бревен (брусьев) для венцовой крепи, а также толщину затяжки.

Диаметр рамной крепи верхняка рассчитывается по формуле

$$d_6 = 1,78 \cdot \sqrt[3]{\frac{g \cdot \rho \cdot L}{m \cdot f \cdot \delta_{из}}} \cdot a^3,$$

где  $a$  – половина ширины кровли выработки (полупролет), м;

$\rho$  – плотность пород, кг/м<sup>3</sup>;

$L$  – расстояние между осями крепежных рам, м;

$f$  – коэффициент крепости пород кровли;

$\delta_{из}$  – допустимое напряжение на изгиб материала крепи или временное сопротивление сжатию, МПа (для сосны  $\delta_{из} = 16 \text{ МПа} = 16 \text{ МН/м}^2$ );

$g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>,

$m$  – коэффициент условий работы крепи (0,6...0,7).

Диаметр стоек при устойчивых боковых породах может быть определен по формуле

$$d_{ст} = 1,3 \cdot \sqrt[3]{\frac{q \cdot \rho \cdot L}{m \cdot f \cdot \delta_{сж}}} \cdot l,$$

где  $\delta_{сж}$  – временное сопротивление сжатию, Па;

$l$  – длина стойки, м.

Диаметр стоек при неустойчивых боковых породах может быть определен по формуле

$$d_{ст} = 2,1 \cdot \sqrt[3]{\frac{g \cdot \rho \cdot L}{m \cdot f \cdot \delta_{сж}}} \cdot l \cdot a,$$

Толщина затяжки рассчитывается как балка на двух опорах с равномерной нагрузкой

$$T = 0,87 \cdot L_p \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot g \cdot a}{m \cdot f \cdot \delta_{изг}}}$$

где  $L_p$  – расстояние между рамами, м.

Диаметр круглого леса для крепления вертикальных горных выработок сплошной венцовой крепью определяют по формуле

$$d_{\text{в}} = 1,12 \cdot L \cdot \sqrt{\frac{\rho}{m \cdot \delta_{\text{сж}}}},$$

где  $L$  – длина расчетной стороны венца, м;

$\rho$  – давление пород на крепь;

$m$  – коэффициент условий работы крепи (0,6...0,7).

Давление пород на крепь вертикальных выработок определяется по формуле

$$\rho = \rho_n \cdot g \cdot h \cdot \operatorname{tg}^2\left(\frac{90 - \operatorname{arctg} f}{2}\right),$$

где  $\rho_n$  – плотность горных пород, кг/м<sup>3</sup>;

$g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;

$h$  – мощность слоя пород, м;

$f$  – коэффициенте крепости пород.

Диаметр круглого леса для крепления вертикальных горных выработок при известном расстоянии между венцами определяется по формуле

$$D_{\text{в}} = 1,08 \cdot \sqrt[3]{\frac{l \cdot \rho \cdot L}{m \cdot \delta_{\text{сж}}}}.$$

Диаметр круглого леса не может быть менее 0,15 м, для стоек и верхняка используется лес одного диаметра.

Количество леса, необходимого для крепления выработки  $Q_{\text{г}}$ , складывается из объема леса, затрачиваемого для сооружения рам (венцов)  $Q_{\text{р}}$  и для затяжки стенок выработки (кровли)  $Q_{\text{п}}$  при креплении вразбежку.

Количество леса  $Q_{\text{р}}$ , м<sup>3</sup>, необходимого для сооружения рам (венцов), рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{р}} = \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot P \cdot (n+1),$$

где  $P$  – периметр рамы (сумма длин двух стоек и верхняка);

$n$  – количество рам для крепления всей выработки;

$D$  – диаметр стоек и верхняка.

Количество леса для затяжки стенок выработки рассчитываем по формуле

$$Q_p = P \cdot T \cdot L,$$

где  $L$  – длина (глубина) выработки, м;

$T$  – толщина затяжки (не менее 0,02 м).

Расход материала на 1 м погонной длины выработки рассчитывается по формуле

$$Q_p = \frac{Q_r}{L}.$$

После проведения всех расчетов необходимо вычертить конструкцию крепи и элементов ее соединения в графической части и внести данные в соответствующие таблицы и графы раздела «Крепление» паспорта ведения горных работ (прил. 1).

Приложения

МИНИСТЕРСТВО ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

Согласовано:  
С Госгортехнадзором СССР 23 января  
1979 г.  
и с ЦК профсоюза рабочих  
металлургической промышленности 13  
февраля 1979 г.

Утверждено:  
Министром цветной металлургии  
СССР 5 июля 1979 г.

ПРАВИЛА  
ТЕХНИЧЕСКОЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ  
РУДНИКОВ, ПРИИСКОВ И ШАХТ,  
РАЗРАБАТЫВАЮЩИХ  
МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЦВЕТНЫХ,  
РЕДКИХ И ДРАГОЦЕННЫХ  
МЕТАЛЛОВ

МОСКВА НЕДРА 1980

УДК 622.34. (083.96)

Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывавших месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. М., "Недра", 1980, 109с.

Правила технической эксплуатации на основе новейших достижений горной науки и практики, передового производственного опыта устанавливают наиболее важные положения в области технологии, механизации и организации работ, охраны труда, которыми необходимо руководствоваться при проектировании и разработке месторождений цветных, редких и драгоценных металлов подземным и открытым способами, и включают требования к рациональному использованию и охране недр, сохранению окружающей среды, качеству добываемых полезных ископаемых, осушению месторождений, способам проходки и крепления горных выработок, закладочным работам, условиям эксплуатации горного оборудования и т. д.

Правила технической эксплуатации являются обязательными для всех горных предприятий, научно-исследовательских и проектных организаций цветной металлургии.

Редакционная комиссия: Н.Н. Чепеленко (председатель), С.Л. Иофин (заместитель председателя), В.Е. Александров, Д.М. Бронников, А.И. Бунин, В.Р. Именитов, Д.С. Кутузов, А.В. Лобов, В.А. Максимов, В.В. Михайлов, И.А. Олейников, Ю.А. Петров, М.Г. Седлов, И.Г. Тараканов, Н.А. Тен, А.Г. Шевченко

## СОКРАЩЕННЫЕ НАЗВАНИЯ

ПТЭ — Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов

ЕПБ при подземных работах — Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом.

ЕПБ при открытых работах — Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

ЕПБ при взрывных работах — Единые правила безопасности при взрывных работах.

ГКЗ СССР — Государственная комиссия по запасам полезных ископаемых СССР.

ГОСТ - Государственный общесоюзный стандарт.

ОТК - Отдел технического контроля.

ВГСЧ — Военизированная горноспасательная часть.

ВМ — Взрывчатые материалы

ВВ — Взрывчатые вещества.

МПС - Министерство путей сообщения.

СЦБ - Сигнализация, централизация, блокировка.

КИП - Контрольно-измерительные приборы.

ПУЭ — Правила устройства электроустановок

ПТЭ и ПТБ - Правила технической эксплуатации электроустановок потребителей и правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей.

ВЧ — Высокочастотная связь.

ШОУ — Шлихо-обогащительная установка.

ШОФ - Шлихо-обогащительная фабрика

Госгортехнадзор СССР - Комитет по надзору за безопасным ведением работ в промышленности и горному надзору Совета Министров СССР.

Госсанинспекция - Государственная санитарная инспекция.

Госрыбводнадзор — Государственная инспекция по надзору за рыбным хозяйством и Государственная инспекция по надзору за водным бассейном

СНиП - Строительные нормы и правила.

Л  $\frac{30703-244}{043(01)-80}$  230-81 2504000000

©Издательство "Недра", 1980

ЧАСТЬ II  
РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ  
РАЗДЕЛ I  
ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Глава 6.

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

§ 76. Месторождения (рудные тела) по элементам залегания классифицируются:

а) по углам падения

пологие —  $0 - 20^\circ$ ,

наклонные —  $20 - 50^\circ$ ,

крутопадающие - более  $50^\circ$ ;

б) по мощности

тонкие - менее 0,8 м,

маломощные — 0,8 - 3 м,

средней мощности- 3 - 20 м,

мощные - более 20 м.

§ 77. Руды и породы по устойчивости и коэффициенту крепости классифицируются:

а) по устойчивости (при условии, когда ширина и длина обнажения соизмеримы, т. е. длина превышает ширину не более чем в два раза);

весьма неустойчивые - исключающие разработку без крепления;

неустойчивые - допускающие обнажения без крепления до  $10 \text{ м}^2$ , но требуют крепления при длительном стоянии;

средней устойчивости - допускающие обнажения без крепления до 100 м, но требуют крепления при длительном стоянии;

устойчивые - допускающие обнажения без крепления до  $600 \text{ м}^2$ , при длительном стоянии необходимо крепление только в отдельных ослабленных местах;

весьма устойчивые — допускающие обнажения без крепления до 1000 м и более, при длительном стоянии не требуют крепления;

б) по коэффициенту крепости шкалы проф. М. М. Протодяконова:

мягкие - до 4

средней крепости - от 4 до 9

крепкие - от 9 до 15

весьма крепкие - более 15

§ 78. Вскрытие месторождений производить стволами шахт, штольнями, наклонными или спиральными съездами, квершлагами и другими выработками в соответствии с проектом. Если в процессе вскрытия будут обнаружены существенные изменения горно-геологических условий, в проектную схему вскрытия должны быть внесены соответствующие изменения.

§ 79. Оработка шахтного поля может вестись от его флангов к стволу выдачной шахты и от выдачного ствола к флангам шахтного поля. В последнем случае основные выработки должны сохраняться для проветривания и безопасного передвижения.

§ 80. Для отработки запасов этажа, блоков (очистных панелей), отдельных выемочных участков должен проходить комплекс подготовительно-нарезных выработок, обеспечивающих безопасность и возможность начала и планомерного ведения очистных работ.

§ 81. Крутопадающие и наклонные месторождения отрабатывать с равномерным понижением горных работ по всей площади рудного тела или группы рудных тел.

§ 82. При разработке месторождение разделять на этажи (панели при пологом залегании рудных тел), которые вскрывать, подготавливать и отрабатывать в соответствии с календарным планом горных работ. Высота этажа (ширина панели) определяется проектом.

§ 83. Этажи (панели) отрабатывать сплошную или разделять на блоки (очистные панели), выемочные участки, подготовку и нарезку которых осуществлять по мере отработки этажа (панели).

§ 84. Запасы руды в блоках (очистных панелях), выемочных участках можно отрабатывать в одну или несколько стадий. В последнем случае блоки разделять на камеры и целики или камеры первой, второй, третьей и т. д. очереди.

§ 85. В вертикальных и наклонных выработках, служащих для подъема и спуска оборудования, инструмента и материалов, за исключением съездов для самоходного оборудования, устанавливать механические подъемные устройства. Тип подъемной машины (лебедки) и порядок ее установки определять проектом.

§ 86. Выработки, пройденные по рудному телу, как правило, охранять целиками. Размер целика должен обеспечивать его устойчивость. При разработке тонких и маломощных рудных тел допускается вместо целиков применять усиленное крепление.

## Глава 7.

### ПРОВЕДЕНИЕ И КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 87. Способ проведения (буровзрывной, бурением, механической отбойкой), сечение и форма выработок, а также применяемое оборудование и организация работ определяются проектом.

В процесс проходки выработок должен осуществляться систематический геологический и маркшейдерский контроль за направлением, уклоном, размерами и состоянием выработок.

§ 88. Скоростные проходки выработок с использованием самоходного оборудования производить на основании технического проекта, составленного с учетом конкретных горнотехнических условий и рекомендаций "Типовых проектов скоростных проходок горных выработок для рудников цветной металлургии".

§ 89. Перед началом работ по проходке ствола шахты (штольни) в месте заложения надлежит пробурить контрольную геологическую скважину (скважины), по результатам изучения и опробования которой должно быть выдано геологическое заключение. В составе заключения должен быть геологический разрез по стволу шахты (штольни), геологические и гидрогеологические условия проходки с прогнозом их возможных изменений, а также выбросов породы и руды, прорывов воды и плывунов, горных ударов.

Данные геологического заключения служат основой для уточнения условий проходки и разработки паспортов крепления и буровзрывных работ на проведение вскрывающей горной выработки. Контрольная скважина, как правило, должна быть пробурена вне контуров ствола, но не более чем в 15 м от центра ствола.

После изучения и опробования скважина должна быть затампонирована.

§ 90. При суммарном притоке воды в ствол шахты более 8 м<sup>3</sup>/ч должен применяться специальный способ проходки.

В отдельных случаях разрешается осуществлять проходку стволов шахт при притоках до 20 м<sup>3</sup>/ч без применения специального способа, если это подтверждается технико-экономическим обоснованием и обеспечивает безопасность работ.

Специальный способ определяется проектом в зависимости от горнотехнических условий проходки.

§ 91. Откаточные выработки на всем протяжении должны иметь уклон к околоствольному двору или устью штольни равный:

при рельсовом транспорте - 0,003 — 0,005

при автомобильном транспорте - 0,05—0,15

при конвейерном транспорте - 0,10 — 0,20

Почва откаточных выработок должна иметь также уклон для стока воды в сторону водоотводной канавы, равный 0,01-0,02.



§ 92. При проходке горизонтальных и наклонных горных выработок устраивать канавы для отвода шахтных вод. При слабых породах канавы крепить. Канавы глубиной свыше 0,2 м, расположенные на стороне свободного прохода, и все поперечные канавы в выработках, по которым передвигаются люди, должны иметь прочные перекрытия.

§ 93. При применении самоходного оборудования на руднике, шахте горизонтальные и наклонные выработки, как правило, проходить с использованием указанного оборудования.

§ 94. Проходку восстающих выработок осуществлять:

- а) с помощью проходческих комплексов;
- б) бурением на полное сечение;
- в) секционным взрыванием глубоких скважин;

Примечание. Этот способ применять, как правило, для проходки отрезных и вентиляционных восстающих рудоспусков, породоспусков и других выработок, не требующих крепления. Если восстающие выработки, проходимые этим способом, предназначаются для передвижения людей, то оборудовать их ходовым отделением разрешается только сверху вниз.

- г) с полков, укладываемых на венцы крепления или расстрелы.

§ 95. Проходка восстающих выработок с применением проходческих комплексов должна производиться в соответствии со специальными инструкциями, согласованными с Госгортехнадзором СССР.

§ 96. При проходке параллельной выработки обустройство ее забоя можно производить из ранее пройденной выработки скважинами через целик с расположением их параллельно поверхности забоя проходимой выработки, с последующим заряданием и взрыванием их концов.

При этом необходимо выполнять следующее:

- а) отклонения скважин в ряду от проектных параметров не должны превышать:
  - по углу наклона -  $\pm 0,5$ ,
  - по глубине -  $\pm 10$  см,
  - между рядами -  $\pm 10\%$ ;

б) соблюдать параметры взрывных работ, обеспечивающие установленную проектом ширину целика.

§ 97. Крепление горных выработок производить по паспорту, разработанному применительно к конкретным горнотехническим условиям на основании "Типовых паспортов крепления горных выработок на рудниках цветной металлургии" и утвержденному главным инженером рудника.

Тип крепи и способы крепления устанавливать в зависимости от устойчивости горных пород, срока службы и назначения выработок.

§ 98. При проходке выработок в трещиноватых и неустойчивых породах или породах, склонных к интенсивному выветриванию, необходимо их укреплять набрызгбетоном, штангами с сеткой или покрытием на основе синтетических материалов.

При наличии пород, требующих крепления выработок вразбежку, следует обязательно производить затяжку кровли и стенок.

§ 99. В слабых породах, не допускающих обнажения, выработки проходить с применением опережающей крепи или специальных способов.

§ 100. Отставание крепи от забоя и необходимость установки временной крепи определять в зависимости от устойчивости пород и указывать в паспорте крепления.

§ 101. При наличии за монолитной крепью воды удаление ее осуществлять при помощи дренажных трубок, обеспечивающих сток воды в водоуловители.

§ 102. Спускаемый в шахту крепежный лес должен быть очищен от коры.

Примечание. Разрешается применять неочищенный от коры крепежный лес при ведении очистных работ системами с креплением и закладкой выработанного пространства, слоевого и подэтажного обрушения, с магазинированием руды и распорным креплением, а также при разработке месторождений в условиях многолетней мерзлоты.

§ 103. Содержание, ремонт и осмотр горных выработок производить в соответствии с требованиями ЕПБ при подземных работах.

§ 104. Реконструкцию горных выработок производить по специальным проектам.

§ 105. Завалы выработок с большими пустотами в кровле должны разбираться с установкой временной крепи. Породу и руду из завалов убирать под защитой этой крепи. Указанные работы производить по специальному проекту, утвержденному главным инженером комбината (треста).

§ 106. Выработки в местах завала с неустойчивыми и сыпучими породами кроили перекреплять с применением забивной крепи.

## Глава 8

### БУРОВЫЕ РАБОТЫ

§ 107. Способ бурения, буровое оборудование и инструмент выбирать с учетом физико-механических свойств горных пород, диаметра, глубины и направления шпуров и скважин, условий работы и других факторов.

На буровых работах следует максимально применять самоходное буровое оборудование (каретки, станки).

§ 108. На каждом руднике все горные породы по показателю буримости должны быть отнесены к определенной категории действующей классификации, и для пород каждой категории опытным путем должны быть определены оптимальные режимы бурения применительно к используемому оборудованию и инструменту

§ 109. Для изготовления и восстановления бурового инструмента рудник, шахта, комбинат должны иметь мастерские, укомплектованные современным технологическим оборудованием. В каждой мастерской должны быть технологические инструкции по изготовлению и восстановлению бурового инструмента.

§ 110. Для осмотра, промывки, смазки и текущего ремонта бурового оборудования на рудниках, шахтах устраивать поверхностные или подземные перфораторные мастерские. Количество и расположение перфораторных мастерских определяется проектом.

§ 111. На каждом руднике, шахте должны быть организованы сбор и сдача отходов твердого сплава и буровой стали.

§ 112. При производстве буровых работ должен быть подготовлен необходимый фронт, а рабочее место дополнительно к требованиям, изложенным в § 8 настоящих ПТЭ, должно быть обеспечено:

а) исправным рабочим и необходимым резервным оборудованием (перфораторы, электросверла, автоподатчики, виброгасящие каретки и пр.);

б) комплектом исправного бурового инструмента (буры, съемные коронки, штанги, соединительные муфты, хвостовики, ключи и пр.);

в) инструментом для задания и контроля направления и глубины скважин;

г) инструментом для ликвидации аварий в скважинах;

д) исправными шлангами или гибким кабелем необходимой длины;

е) сжатым воздухом с давлением, определяемым паспортом бурового оборудования, при использовании машин с электроприводом - нормальным рабочим напряжением;

ж) емкостью для воды или водопроводом с отводными кранами при бурении шпуров (скважин) с промывкой;

з) необходимым запасом смазки в плотно закрывающемся сосуде;

и) запасом лесоматериалов на случай установки временного крепления, устройства подмостков, полков;

к) паспортом расположения комплекта шпуров или скважин;

л) пылеотсасывающей установкой (станцией) при бурении с сухим пылеотсосом;

м) специальным инструментом для оборки бортов, кровли и забоя выработки.

## Глава 9

### ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

§ 113. При ведении взрывных работ на рудниках, шахтах руководствоваться требованиями ЕПБ при взрывных работах.

§ 114. На каждом руднике, шахте породы должны быть классифицированы по степени их взрываемости. Для каждого типа выработок с учетом категории пород по взрываемости необходимо разрабатывать паспорта буровзрывных работ и схемы взрывания, при которых обеспечиваются минимальные затраты по всему комплексу горных работ, включая бурение, взрывание, выпуск, погрузку и доставку руды.

§ 115. ВМ необходимо выбирать в зависимости от характера и условий горных работ, свойств взрываемой среды, обводненности, а также требований, предъявляемых к результатам взрыва (кусковатость породы или руды, кучность развала, отброс, качественное оконтуривание и пр.). При выборе ВВ предпочтение отдавать ВВ, допускающим механизацию процесса заряжания (гранулированные, водонаполненные, пластичные и другие ВВ).

§ 116. Отбойку горной массы при проходческих и очистных работах производить методами шпуровых и скважинных зарядов согласно паспортам или проектам буровзрывных работ, которые составляются в соответствии с требованиями ЕПБ при взрывных работах.

Примечание. Отбойка руды камерными зарядами допускается в виде исключения по разрешению главного инженера предприятия.

§ 117. Время проведения взрывных работ устанавливается графиком, утвержденным главным инженером рудника, шахты.

§ 118. Снижение сейсмического действия взрыва должно достигаться применением короткозамедленного инициирования зарядов, изменением параметров буровзрывных работ, способа взрывания и типа ВВ.

§ 119. Пробуренные скважины принимаются маркшейдером. Нормы допустимых отклонений от проекта устанавливаются и утверждаются главным инженером рудника, шахты.

§ 120. Для повышения эффективности взрывных работ зарядание шпуров и скважин рекомендуется производить с помощью специальных механизмов, допущенных к применению Госгортехнадзором СССР.

§ 121. Массовые взрывы производить в порядке, предусмотренном требованиями ЕПБ при взрывных работах и инструкцией, согласованной с Госгортехнадзором СССР.

## Глава 10

## СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

### Общие положения

§ 122. В качестве единой классификации систем подземной разработки рудных месторождений во всей горной, геологической и маркшейдерской документации, в технической отчетности, в проектах и научно-исследовательских работах устанавливается классификация, в основу которой положен способ управления горным давлением (табл. 1).

§ 123, При составлении технического проекта систему, разработки необходимо выбирать в соответствии с горнотехническими условиями месторождения, обеспечивая безопасность работ и наибольший технико-экономический эффект с учетом получения конечных продуктов (концентраты, металлы).

Таблица 1

Классификация систем подземной разработки рудных месторождений

| Класс  | Системы   |
|--|---|
| I. Системы с открытым выработанным пространством   | Сплошная<br>Потолкоуступная<br>Камерно-столбовая<br>Подэтажных штреков (ортов)<br>С доставкой руды силой взрыва<br>Этажно-камерная                              |
| II. Системы с магазинированием руды  | С магазинированием руды блоками<br>С магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами  |
| III Системы с закладкой  | Горизонтальных слоев с закладкой<br>Сплошная с однослойной выемкой и закладкой<br>Столбовая с однослойной выемкой и закладкой<br>С камерной выемкой и закладкой |
| IV. Системы с креплением   | С распорной крепью<br>С крепежными рамами<br>Сплошная с однослойной выемкой и креплением<br>Столбовая с однослойной выемкой и креплением                        |
| V. Системы с обрушением  | Слоевого обрушения<br>Столбовая с обрушением налегающих пород<br>Подэтажного обрушения<br>Этажного обрушения  |
| VI. Комбинированные системы  | С креплением и магазинированием руды<br>С креплением и закладкой<br>С магазинированием руды и обрушением  |
| При комбинированных системах разработки предусматривается использование комбинаций способов управления горным давлением. Могут быть использованы |   |

комбинации целиков, искусственных опор, крепи, замагазинированной руды, закладки, обрушения вмещающих пород и другие.

§ 124. Рабочий проект отработки блока (очистной панели) или выемочного участка должен содержать:

- а) геологическую и горнотехническую характеристики залежи в границах блока (очистной панели) или выемочного участка;
- б) схему и порядок подготовки блока (очистной панели) или выемочного участка к очистной выемке;
- в) систему разработки и ее элементы (высота этажа, подэтажа, размеры панели, блока, целиков, уклоны съездов, элементы днища и т. д.);
- г) способ отбойки руды и параметров буровзрывных работ;
- д) сечения подготовительных нарезных и очистных выработок, а также паспорта крепления и управления кровлей;
- е) способы и средства механизации подготовительных, нарезных и очистных работ;
- ж) схемы доставки и транспортирования руды, доставки закладочного материала;
- з) схемы энерго- и водоснабжения;
- и) схему и расчет проветривания подготовительно-нарезных и очистных работ;
- к) графики организации работ в подготовительных, нарезных и очистных выработках;
- л) способ погашения выработанного пространства;
- м) мероприятия по технике безопасности и промсанитарии;
- н) предельные значения потерь и разубоживания руды;
- о) противопожарно-профилактические мероприятия;
- п) мероприятия по осушению (для обводненных месторождений);
- р) методы геологического и товарного опробования руды;
- с) технико-экономические показатели отработки блока (очистной панели) или выемочного участка.

§ 125. Проекты на отработку отдельных рудных тел, блоков и панелей необходимо увязывать с техническим проектом разработки месторождения.

§ 126. В процессе применения системы разработки проводить анализ технических и экономических результатов с целью определения путей дальнейшего повышения эффективности и безопасности системы.

§ 127. Принципиальное изменение системы разработки (основных элементов ее), принятой в целом для месторождения или шахтного поля, а также испытание новых систем допускается только с разрешения министерства, республиканского органа управления цветной металлургией или всесоюзного промышленного объединения по отдельному проекту.

Изменение системы разработки или ее элементов, относящееся к отдельному блоку (камере, панели), может производиться с разрешения главного инженера предприятия (рудоуправления, треста, комбината).

Новая система разработки предварительно должна быть испытана. Проект опытных работ утверждается главным инженером предприятия.

§ 128. При стадийной выемке запасов блока (очистной панели) система разработки, применяемая на второй, третьей и т. д. стадиях, определяется горнотехническими условиями месторождения и способом погашения выработанного пространства смежных участков (камер). При этом работы выполнять в соответствии с требованиями ЕПБ при подземных работах и главы 11 настоящих ПТЭ.

§ 129. Для оценки эффективности и безопасности применяемых систем разработки и выявления путей их дальнейшего совершенствования на каждый блок (выемочный участок) по мере его отработки должен заполняться паспорт.

Паспорт блока должен содержать:

- а) краткую геологическую и горнотехническую характеристику рудного тела;
- б) описание применяемой системы, размеры конструктивных элементов, а также порядок отработки блока;
- в) движение запасов руды;
- г) ежемесячные объемы фактически выполненных работ по проходке подготовительных и нарезных выработок, по бурению скважин и шпуров, отбойке и выдаче руды, креплению выработок;
- д) ежемесячный расход лимитируемых материалов и энергии (сжатого воздуха) на проходческие и очистные работы;
- е) ежемесячные трудовые затраты и расход заработной платы;
- ж) фактические потери, разубоживание руды и содержание металлов в товарной руды;
- з) полученные технико-экономические показатели по видам работ и по блоку в целом;
- и) данные по производственному травматизму;
- к) тип и количество используемых в блоке механизмов;

и) данные по общему состоянию атмосферы в блоке.

§ 130. Очередность и сроки отработки междублоковых и междуэтажных целиков должны исключать накапливание в них запасов руды и консервацию рудных площадей.

§ 131. Число одновременно находящихся в работе блоков должно обеспечивать заданную суточную производительность рудника, шахты по количеству и качеству добываемой руды. Количество резервных блоков с запасами, готовыми к выемке, должно соответствовать нормативам, утвержденным Минцветметом СССР.

§ 132. Все пустоты, образующие в процессе очистной выемки и подлежащие ликвидации, должны быть ликвидированы в сроки, предусмотренные проектом.

§ 133. Взрывные работы при оконтуривании целиков и потолочин не должны приводить к нарушению и снижению их устойчивости.

#### Системы разработки с открытым выработанным пространством Общие положения

§ 134. Системы разработки с открытым выработанным пространством можно применять при устойчивых и весьма устойчивых рудах и вмещающих породах, обеспечивающих при определенных размерах элементов применяемых систем и сроках Отработки участков или блоков сохранность выработанного пространства и безопасность работ.

§ 135. Отработку камер следует производить с максимальной интенсивностью независимо от характера и крепости руды и боковых пород.

#### Сплошная система

§ 136. Сплошную систему можно применять для отработки пологих и наклонных (до 35°) рудных тел малой и средней (до 10 м) мощности.

§ 137. При сплошной системе отработка рудных тел или этажа (панели) производится без деления на блоки (очистные панели).

Небольшие рудные тела могут обрабатываться без оставления целиков. В остальных случаях отработку вести с оставлением нерегулярно расположенных целиков.

Целики оставлять преимущественно в участках с бедной рудой или с породными включениями. Размеры и форма целиков, а также расстояния между ними должны обеспечивать необходимую устойчивость кровли.

§ 138. При отработке наклонных (до 35°) рудных тел очистную выемку можно производить по восстанию, простиранию и падению.

§ 139. При использовании переносного оборудования разрешается обрабатывать без деления на уступы рудные тела мощностью до 4 м. При использовании самоходного оборудования выемка рудного тела на всю мощность без деления на уступы ограничивается технической характеристикой применяемых машин.



При большей мощности рудных тел производить послойную, потолкоуступную или почвоуступную выемку.

§ 140. Передвижение людей и доставку материалов производить по обозначенным маршрутам, которые должны содержаться в безопасном состоянии.

#### Потолкоуступная система

§ 141. Потолкоуступную систему применять для отработки крутопадающих рудных тел мощностью до 3 м. Распорная крепь при этой системе служит в основном, для сооружения рабочих полков у очистных забоев.

§ 142. Маломощные (до 2 м) рудные тела можно отрабатывать без оставления между блоковых целиков. В этом случае между блоками устанавливать усиленную крепь.

§ 143. Подготовку и отработку блоков можно вести с оставлением или без оставления надштрекового целика. В первом случае в надштрековом целике проходить рудовыпускные выработки, которые оборудовать люками. Во втором случае над штреком устанавливать усиленную крепь с устройством люков.

§ 144. При отработке блока и необходимости сохранения вышележащего штрека оставлять потолочину, которую отрабатывать при погашении верхнего горизонта.

§ 145. Для возможности осмотра и оборки кровли высота уступа не должна превышать 3 м.

§ 146. При отработке ценных руд под каждым уступом перед взрывом укладывать плотный настил (горизонтальный или наклонный в зависимости от необходимости сортировки руды и способа доставки ее до рудоспуска). Отбитую руду доставлять по рудоспускам, обшитым, досками, или по решатам.

Руды невысокой ценности разрешается доставлять самотеком в выработанном пространстве.

§ 147. При сортировке отбитой руды в забое пустую породу размещать в выработанном пространстве.

#### Камерно-столбовая система

§ 148. Камерно-столбовую систему можно применять для отработки рудных тел мощностью до 18 м с углом падения до 35°.

Камерно-столбовую систему, как правило, применять для отработки бедных руд. Разрешается применять эту систему для отработки богатых руд при условии оставления между камерами ленточных целиков с учетом последующей их выемки:

§ 149. Опорные целики располагать регулярно. Принимаемое расстояние между ними должно исключать возможность обрушения кровли.

Опорные целики могут оформляться в виде лент и столбов круглого, прямоугольного или другой формы поперечного сечения. Размеры опорных целиков определять расчетом.

§ 150. Выемку камер можно производить сплошным, потолкоуступным или почвоуступным забоями, а также послойно. Отбойку руды производить шпурами или глубокими скважинами малого диаметра.

Камеры можно располагать по восстанию, простиранию и вкрест простирания.

§ 151. Высота уступа определяется типом применяемого оборудования, технологией очистной выемки и физико-механическими свойствами руды.

§ 152. При отработке камер вести систематический контроль за состоянием кровли, стенок камеры и целиков. Для осмотра кровли и целиков, а также приведения их в безопасное состояние иметь специальные каретки и приспособления.

§ 153. При камерно-столбовой системе предпочтительно применение самоходного оборудования.

§ 154. На камерно-столбовую систему распространяются требования, изложенные в § 140 настоящих ПТЭ.

#### Система подэтажных штреков (ортов)

§ 155. Систему подэтажных штреков (ортов) можно применять для отработки крутопадающих рудных тел любой мощности, а также мощных рудных тел с любым углом падения.

§ 156. При разработке пожароопасных месторождений отработанные камеры закладывать инертным материалом.

§ 157. Размеры камер определять в зависимости от устойчивости вмещающих пород и руд. Камеры можно располагать по простиранию, вкрест простирания и по восстанию.

§ 158. Камерные запасы должны составлять не менее 35% запасов блока. Необходимо стремиться к увеличению удельного веса камерных запасов с учетом последующей эффективной и безопасной отработки целиков.

§ 159. Высоту принимать в зависимости от типа применяемого бурового оборудования, морфологии рудного тела.

§ 160. Отбойку руды производить из открытых или закрытых заходок, а также из подэтажных штреков (ортов).

§ 161. При отработке рудного тела последовательно расположенными камерами между ними оставлять временные или постоянные целики.

§ 162. При неотработанных междукamerных целиках на смежном верхнем этаже камеры нижнего этажа должны располагаться под камерами верхнего этажа, а целики - под целиками.

§ 163. Подсечка камеры и разделка рудоприемных и выпускных выработок должны опережать очистную выемку. Угол наклона стенок рудоприемных выработок должен обеспечивать выпуск всей руды самотеком.

§ 164. Очистные работы в камерах следует развивать таким образом, чтобы подвигание подэтажей было в одной вертикальной плоскости или с опережением верхних подэтажей по отношению к нижним. Потолкоуступное расположение подэтажей разрешается при отбойке весьма устойчивых руд нисходящими глубокими скважинами в рудных телах малой мощности.

Допускается последовательная или одновременная отбойка руды в подэтажах.

§ 165. Для увеличения извлечения отбитой руды при отработке наклонных рудных тел проходить дополнительные выпускные выработки, применять гидросмыв или механические способы зачистки.

#### Система с доставкой руды силой взрыва

§ 166. Систему с доставкой руды силой взрыва можно применять для отработки мощных и средней мощности наклонных рудных тел, как правило, с выдержками контактами по лежащему и висячему бокам.

§ 167. Разработку залежей вести с оставлением ленточных междукamerных целиков. Направление отбойки руды должно совпадать с падением рудного тела.

§ 168. Ширину камер и размеры целиков определять в зависимости от устойчивости руды и вмещающих пород. Длину камер устанавливать по эффективности поставки руды взрывом.

§ 169. Отбойку руды производить из буровых камер или восстающих, располагая скважины в плоскости, перпендикулярной к падению рудного тела.

§ 170. Параметры буровзрывных работ рассчитать с учетом дробления руды и доставки ее в рудоприемные выработки.

§ 171. Для увеличения эффективности доставки руды взрывом необходимо предусматривать концентрацию ВВ в нижней части отбиваемого слоя. Нижние скважины располагать у контакта рудного тела с лежащим боком.

§ 172. Руду отбивать послойно. Отбойку последующего слоя производить только после полного выпуска отбитой руды. Магазирирование отбитой руды не допускается.

§ 173. Отработку камер производить на всю ширину или панелями. Количество панелей в камере определяется возможностями применяемого бурового оборудования и устойчивостью пород кровли.

§ 174. В нижней части камеры оформлять рудоприемные выработки (воронки, или траншеи), объем которых должен быть не менее объема отбиваемого слоя руды в разрыхленном состоянии.

§ 175. На систему с доставкой руды силой взрыва распространяются требования, изложенные в § 156, 162, 163, 165 настоящих ПТЭ.

#### Этажно-камерная система

§ 176. Этажно-камерную систему можно применять для отработки крутопадающих рудных тел средней мощности, а также мощных рудных тел с любым углом падения.

§ 177. Выемку камер осуществлять послойной отбойкой руды глубокими скважинами на всю высоту этажа (камеры) без деления на подэтажи.

§ 178. Скважины бурить из специальных буровых выработок. Допускается бурение скважин из выработок горизонта откатки и доставки.

§ 179. На этажно-камерные системы разработки распространяются требования, изложенные в § 156 - 158, 161 - 163, 165 настоящих ПТЭ.

#### Системы разработки с магазинированием руды Общие положения

§ 180. Системы с магазинированием руды можно применять для отработки рудных тел любой мощности с углом падения, обеспечивающим выпуск замагазинированной руды самотеком, а также мощных рудных тел с любым углом падения.

Руда должна быть устойчивой, не склонной к окислению и слеживанию. Вмещающие породы должны быть от средней устойчивости до устойчивых.

§ 181. Разработка пожароопасных рудных тел системами с магазинированием руды разрешается только при интенсивной выемке, исключающей возможность самовозгорания замагазинированной руды, а также при условии полной закладки камер инертными материалами до начала выемки потолочин и целиков. Применению этой системы должны предшествовать исследования самовозгораемости руд.

§ 182. При отработке крутопадающих рудных тел камеры, как правило, располагать по простиранию. Если предельно допустимая ширина камеры меньше мощности рудного тела, камеры располагать вкрест простиранию. При отработке мощных пологих и наклонных рудных тел камеры можно располагать по простиранию, вкрест простирания и по восстанию.

§ 183. На системы разработки с магазинированием руды распространяются требования, изложенные в § 158, 161 - 163, 165 настоящих ПТЭ.

#### Система с магазинированием руды блоками

§ 184. Систему с магазинированием руды блоками можно применять для отработки крутопадающих рудных тел любой мощности, но по ширине очистного пространства не менее 1,0 м, и мощных рудных тел с любым углом падения.

§ 185. При отработке тонких и маломощных рудных тел разрешается выемка блоками с магазинированием руды без оставления целиков. В остальных случаях разработку необходимо вести с оставлением междублоковых (междукамерных) целиков.

§ 186. При отработке тонких и маломощных крутопадающих рудных тел, залегающих в трещиноватых и склонных к вывалам вмещающих породах, блок по длине следует разбивать восстающими на короткие участки (блоки), каждый из которых отрабатывать самостоятельно сплошным забоем по восстанию. Опережение выемки в смежных участках (блоках) должно быть в пределах 4 - 6 м.

§ 187. При отработке крутопадающих маломощных рудных тел при средней устойчивости руд и устойчивых вмещающих породах выемку блока производить послойно с отбойкой руды шпурами или скважинами, пробуренными из восстающих. Расстояние между восстающими определяется принятой длиной скважин (шпуров).

§ 188. Отбойку руды глубокими скважинами применять при отработке рудных тел с выдержанным залеганием и мощностью.

§ 189. Восстающие сохранять на весь срок отработки блока для сообщения с очистными забоями и ведения буровзрывных работ.

§ 190. При отработке тонких рудных тел рекомендуется производить сортировку отбитой руды или отдельную выемку. Для выдачи породы в замагазинированной руде выкреплять породоспуски.

§ 191. При отработке тонких и маломощных рудных тел сообщение с очистными забоями может осуществляться по восстающим (ходкам), выкрепляемым в замагазинированной руде.

§ 192. Выемку руды производить потолкоуступно или послойно. При этом должен быть обеспечен свободный проход людей между замагазинированной рудой и массивом по всей длине блока (камеры).

§ 193. Максимальное расстояние от поверхности замагазинированной руды до массива определять в зависимости от применяемого оборудования, средств контроля очистного пространства и параметров буровзрывных работ. Бурение шпуров должно осуществляться с трапов длиной не менее 3,5 м.

§ 194. По мере отбойки руды выпускать ее из магазина в количестве, определяемом требованиями § 192 - 193 настоящих ПТЭ. При образовании в процессе выпуска руды зависаний работы должны быть приостановлены до их ликвидации.

§ 195. Окончательный выпуск замагазинированной руды необходимо производить, равномерно после полной ее отбойки. При этом должен быть установлен контроль за полнотой выпуска руды.

§ 196. Наблюдение за выпуском руды осуществлять из выработок (сбоек), пройденных в целиках и соединяющих блоковые восстающие с очистным пространством, или из других выработок.

Запрещается входить в выработанное пространство в период окончательного выпуска руды и после ее выпуска.

Система с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами

§ 197. Систему с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами можно применять для отработки крутопадающих рудных тел мощностью более 3 м и мощных рудных тел с любым углом падения, при устойчивых рудах и вмещающих породах.

§ 198. Отбойку руды можно производить параллельно или веернорасположенными скважинами.

§ 199. Скважины бурить, как правило, из специальных буровых камер (ортов), пройденных из восстающих, или непосредственно из восстающих. Буровые выработки располагать в целике или в рудном массиве в пределах камеры. В благоприятных условиях разрешается вести отбойку руды веернорасположенными скважинами, пробуренными из восстающих, пройденных в пределах контура отбиваемой камеры.

§ 200. Выпуск руды разрешается вести непрерывно и параллельно с отбойкой.

§ 201. На систему с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами распространяются требования, изложенные в §188, 189, 196 настоящих ПТЭ.

Системы разработки с закладкой выработанного пространства  
Общие положения

§ 202. Системы с закладкой можно применять при отработке рудных тел тобой мощности с любым углом падения

Руда должна быть от средней устойчивости до устойчивой, не склонной к обрушениям, вмещающие породы, как правило, средней устойчивости, требующие искусственного их поддержания.

§ 203. Область применения систем с закладкой может быть расширена в случае разработки ценных или пожароопасных руд, необходимости сохранения поверхности, а также в случаях высокого горного давления и опасности горных ударов.

§ 204. В зависимости от горнотехнических условий могут применяться следующие виды закладки: сухая, сухая с инъецированием вяжущим раствором, гидравлическая, твердеющая. Система может предусматривать применение нескольких видов закладочного материала.

§ 205. При отработке тонких рудных тел рекомендуется вести отдельную выемку руды и породы. В зависимости от крепости и устойчивости руды и породы вначале может отбиваться руда, а затем порода или наоборот. Подрываемые породы оставлять в выработанном пространстве в качестве закладки. При излишнем объеме отбиваемых пород часть их выдавать из блока; при недостаточном - увеличить объем подрываемых вмещающих пород для заполнения выработанного пространства.

При отработке пологих и наклонных рудных тел для повышения эффективности очистной выемки рекомендуется использовать силу взрыва при отбойке для отброса пустой породы в выработанное пространство.

§ 206. При необходимости поддерживать кровлю временной крепью (стойки, крепежные рамы и др.), ослабленные участки крепить.

§ 207. Крепление рудоспусков в закладке должно исключать потери руды.

§ 208. Расстояние между рудоспусками устанавливается проектом. При необходимости в закладке выкреплять ходовые восстающие.

§ 209. На системы разработки с закладкой выработанного пространства распространяются требования, изложенные в § 182 и главе 13 настоящих ПТЭ.

#### Система горизонтальных слоев с закладкой

§ 210. Систему горизонтальных слоев с закладкой можно применять для отработки крутопадающих рудных тел любой мощности и мощных рудных тел с любым углом падения, при рудах средней устойчивости (маломощные рудные тела) и устойчивых, залегающих в породах средней устойчивости.

§ 211. При отработке крутопадающих рудных тел мощностью до 3 м с устойчивыми рудами, а также при отработке рудных тел большей мощности и полевой подготовке выемку можно вести блоками (камерами) без оставления междублоковых (междублоковых) и междуэтажных целиков.

§ 212. При одновременной работе в двух и более блоках без оставления между ними целиков соблюдать предусмотренное проектом опережение линии забоев в смежных блоках.

§ 213. Выемку руды в камере (блоке) допускается осуществлять горизонтальными слоями в направлении снизу вверх или сверху вниз в зависимости от горнотехнических условий по проекту. При неустойчивых рудах выемка должна производиться слоями сверху вниз с обязательным применением твердеющей закладки.

§ 214. Закладку подавать в блок (камеру) с верхнего горизонта по закладочному восстающему, расположенному, как правило, в середине блока (камеры).

Закладку в слое размещать с использованием механизмов (скреперных лебедок, закладочных машин, самоходного оборудования и др.) или самотеком (при гидравлической и твердеющей закладке).

§ 215. При отработке маломощных рудных тел допускается закладывать выработанное пространство породой, добываемой из выработок, проходимых специально для этих целей висячем или лежащем боку (горные мельницы).

§ 216. Очистные работы при системе горизонтальных слоев с закладкой начинать с выемки подсечного слоя от восстающих и рудоспусков.

§ 217. Если устойчивость руды и вмещающих пород не позволяет осуществлять одновременную подсечку слоя по всей площади блока, выемку руды вести вертикальными прирезками. В одновременной работе должно быть не более двух смежных прирезок. Отставание одной прирезки от другой по вертикали должно обеспечивать безопасность работ.

§ 218. При сухой и гидравлической закладке на почве подсечного слоя или над крепью штрека делать плотный настил. При твердеющей закладке применение настила не обязательно.

§ 219. При разработке маломощных рудных тел с устойчивыми рудами и вмещающими породами допускается частичное магазинирование руды.

§ 220. В случае применения сухой или гидравлической закладки на ее поверхности укладывать настил или слой бетона, исключающий возможность попадания отбитой руды в закладку и закладки в руду при отбойке и доставке руды к рудоспуску. В отдельных случаях, определяемых проектом, допускается работа без настила.

Закладочный массив со стороны целиков (массива руды) должен быть изолирован для предотвращения высыпания закладки из выработанного пространства при выемке смежного блока или целика.

§ 221. При использовании самоходного оборудования высоту (ширину) очистного пространства определять проектом в зависимости от типа применяемого оборудования и средств контроля за состоянием очистного пространства.



§ 222. Во избежание обрушения кровли очистных забоев при выемке последних слоев под выработанным и заложным блоком (камерой) очистное пространство отрабатываемых слоев необходимо крепить. Выемку последних слоев в рудах средней устойчивости в основном следует производить прирезками, перпендикулярными к длинной оси блока (камеры) с креплением и полной закладкой. При устойчивых рудах выемку верхних слоев можно производить в отступающем порядке по длине блока (камеры).

§ 223. При выемке последнего слоя в блоке настил, на котором находится закладка вышележащего отработанного блока, должен подхватываться крепью, чтобы закладка не прорывалась в рабочее пространство. При перепуске закладки из вышележащего блока не допускать смешивания руды с породой.

#### Сплошная и столбовая системы с однослойной выемкой и закладкой

§ 224. Сплошную и столбовую системы с однослойной выемкой на всю мощность и закладкой целесообразно применять для отработки пологих и наклонных (до 35°) рудных тел мощностью менее 3 м при рудах любой устойчивости, залегающих в устойчивых породах.

§ 225. При сплошной системе панель (этаж) отрабатывать на всю ширину (высоту), при столбовой - разделять на столбы (подэтажи). Очистную выемку вести лавами по простиранию или заходками по восстанию.

§ 226. Ширина очистного пространства (заходки) определяется в зависимости от устойчивости руды и пород, а также применяемого оборудования и устанавливается проектом.

#### Система с камерной выемкой руды и закладкой

§ 227. Систему с камерной выемкой руды и последующей закладкой выработанного пространства рекомендуется применять для сплошной отработки рудных о и средней и выше средней мощности с любым углом падения, при рудах и вмещающих породах, обеспечивающих устойчивость камер в период очистной выемки и in кладки. Систему применять при разработке пожароопасных месторождений пни ценных руд, а также при необходимости сохранения поверхности.

§ 228. Блок (очистную панель) вынимать несколькими камерами в определенной последовательности, обеспечивающей полноту выемки руды и сохранность массива налегающих пород.

Количество камер в блоке, их параметры, последовательность отработки и закладки определяются проектом, в зависимости от конкретных горнотехнических условий.

§ 229. В зависимости от устойчивости руд и вмещающих пород очистную выемку в камерах вести одной из систем с открытым выработанным пространством или с магазинированием руды. При этом руководствоваться требованиями, предъявляемыми к этим системам.

§ 230. При применении твердеющей закладки рекомендуется производить отбойку руды глубокими скважинами уменьшенного диаметра. Расположение скважин, порядок, взрывания и масса одновременно взрываемого заряда ВВ должны исключать откольные явления в закладочном массиве.

§ 231. При применении твердеющей закладки допускается выемка камер без оставления междуэтажных (междупанельных) целиков.

§ 232. При применении твердеющей закладки стенки камер должны быть относительно ровными и вертикальными с тем, чтобы обеспечивать максимальное извлечение руды и минимальное ее разубоживание при отработке смежных камер

§ 233. На систему с камерной выемкой руды и последующей закладкой выработанного пространства распространяются требования, изложенные в § 135, 181 182, 214, 218, 223 настоящих ПТЭ.

#### Системы разработки с креплением выработанного пространства Общие положения

§ 234. При этих системах крепь может применяться в комбинации с рудными или породными целиками, частичным магазинированием руды или закладкой.

§ 235. При необходимости сохранения поверхности системы с креплением должны применяться с закладкой выработанного пространства.

§ 236. На системы разработки с креплением выработанного пространства распространяются требования, изложенные в § 135, 140, 142, 143, 144, 147, 162, 205, 207, 211, 212, 220, 222, 223 настоящих ПТЭ.

#### Система с распорной крепью

§ 237. Систему с распорной крепью можно применять для отработки рудных тел мощностью до 3 м с любым углом падения, при устойчивой и средней устойчивости руды и вмещающих пород.

§ 238. Допускается частичное магазинирование руды на полках на высоту не более трех слоев.

§ 239. В необходимых случаях устанавливать усиленную распорную крепь.

§ 240. На системы разработки с распорным креплением распространяются требования, изложенные в §145, 146, 163, 213, 214, 217, 218 настоящих ПТЭ.

### Система с крепежными рамами

§ 241. Систему с крепежными рамами можно применять при отработке ценных неустойчивых руд, залегающих в неустойчивых породах, при сложной морфологии рудного тела и необходимости сохранения поверхности.

Система с крепежными рамами может применяться для отработки крутопадающих маломощных рудных тел.

При закладке очистного пространства эта система может применяться для отработки маломощных рудных тел с любым углом падения.

Система с крепежными рамами и закладкой при выемке руды сверху вниз может применяться для отработки рудных тел мощностью более 3 м с любым углом падения.

§ 242. На систему с крепежными рамами распространяются требования изложенные в § 145, 146, 163, 213, 214, 218, 238, 239 настоящих ПТЭ.

### Сплошная и столбовая системы с однослойной выемкой и креплением

§ 243. Сплошную и столбовую системы с однослойной выемкой на всю мощность и креплением можно применять для отработки пологих и наклонных (до 35°) рудных тел мощностью менее 3 м при рудах устойчивых и средней устойчивости, залегающих в устойчивых и средней устойчивости породах.

§ 244. При сплошной системе панель (этаж) необходимо отрабатывать на всю ширину (высоту), при столбовой - разделять на столбы (подэтажи). Очистные работы можно вести по простиранию, по восстанию, по падению или радиально. Выемку руды производить сплошным забоем, лавами или заходками.

§ 245. При устойчивых рудах и вмещающих породах очистную выемку следует вести с подбросом отбитой руды взрывом к доставочным выработкам.

§ 246. На сплошную и столбовую системы с однослойной выемкой и креплением распространяются требования, изложенные в § 219, 221, 226, 239 настоящих ПТЭ.

### Системы разработки с обрушением Общие положения

§ 247. Системы разработки с обрушением можно применять, если допускается обрушение поверхности.

§ 248. При разработке пожароопасных месторождений системы с обрушением можно применять при профилактическом заиливании зоны обрушения в соответствии с требованиями главы 17 настоящих ПТЭ.

§ 249. Во всех случаях применения систем с обрушением разработку вести с максимальной интенсивностью. На пожароопасных месторождениях интенсивность разработки определяется проектом.

## Система слоевого обрушения

§ 250. Систему слоевого обрушения можно применять при отработке крутопадающих рудных тел мощностью более 3 м, а также рудных тел мощностью более 5 м с любым углом падения при неустойчивых и средней устойчивости ценных рудах, залегающих в неустойчивых и средней устойчивости вмещающих породах и легко нарушающихся. Эту систему можно применять при крепких и устойчивых вмещающих породах и наличии предохранительной подушки из обрушенной породы или при систематической принудительной посадке налегающих пород.

§ 251. Ведение очистных работ допускается при наличии мата, гибкого, железобетонного или щитового перекрытия.

§ 252. При разработке мощных рудных тел выемку руды можно вести несколькими заходками или лавами.

§ 253. Расстояние между восстающими принимать в соответствии с проектом. Длина заходок должна быть не более 30 м.

§ 254. Отработку блока можно вести одновременно несколькими слоями при условии отставания работ по горизонтали в направлении выемки одного слоя от другого не менее 10 м.

Очистные работы в смежных блоках с опережением по вертикали не более двукратной высоты слоя во избежание разрыва мата или разделяющего перекрытия.

§ 255. Разрешается вести работы в смежных блоках на одном и том же слое при условии обеспечения безопасности работ. При этом расстояние между рабочими забоями не должно быть менее 10 м.

§ 256. После отбойки руды нарушенную крепь восстанавливать в первую очередь.

Отставание крепи от забоя должно определяться паспортом крепления.

§ 257. После окончания выемки заходки или лавы на почве укладывать мат, гибкое, железобетонное или щитовое перекрытие.

§ 258. При отработке лавами разрешается применять переносные стойки в сочетании с перекрытиями, предупреждающими местные вывалы пород и прорывы мата.

§ 259. Запрещается заходить в обрушение для установки скреперного блока. Блок укреплять на стреле.

§ 260. Запрещается оставлять в слое неотработанные целики руды.

### Столбовая система с обрушением налегающих пород

§ 261. Столбовую систему с обрушением налегающих пород можно применять для отработки рудных тел мощностью до 3,5 м с углом падения до 35° при неустойчивых и

средней устойчивости рудах и налегающих породах, а также при мощности рудных тел до 7 м с теми же углами падения при средней устойчивости руд и налегающих пород.

§ 262. При отработке бедных руд и мощности рудного тела до 7 м с достаточной устойчивостью налегающих пород разрешается вести выемку руды на всю мощность с оставлением временных целиков. В необходимых случаях кровлю крепить. Обрушение налегающих пород вести за счет разрушения временных целиков.

§ 263. Панель (этаж) необходимо отрабатывать длинными или короткими столбами. Очистные работы можно вести по простиранию, по восстанию, по падению или диагонально.

Параметры столба и очистного пространства определяются проектом.

§ 264. Отставание линии очистных забоев в смежных столбах устанавливается проектом.

§ 265. Столбы вынимать заходками или лавами со шпуровой или скважинной отбойкой. В необходимых случаях между столбами оставлять целики.

§ 266. При отработке рудных тел мощностью до 3,5 м руководствоваться требованиями, предъявляемыми к системе слоевого обрушения, которые изложены в § 256, 259, 260 настоящих ПТЭ.

§ 267. При отработке рудных тел мощностью до 7 м отбойку руды глубокими скважинами применять при крепких рудах. При этом необходимо ориентироваться на скважины уменьшенного диаметра.

#### Система подэтажного обрушения

§ 268. Систему подэтажного обрушения можно применять для отработки крутопадающих рудных тел мощностью более 3 м, а также при мощности более 7 м с любым углом падения при неустойчивых и средней устойчивости бедных рудах, залегающих в неустойчивых и средней устойчивости вмещающих породах, легко обрушающихся вслед за выемкой руды. Систему подэтажного обрушения можно применять в устойчивых и крепких рудах и вмещающих породах при условии создания искусственной подушки из обрушенных пород.

§ 269. Система подэтажного обрушения может применяться с гибкими разделяющими перекрытиями.

§ 270. Высота подэтажа определяется проектом с учетом применяемого оборудования, качества руды, способа выпуска, физико-механических свойств руды, пород и других факторов.

§ 271. Порядок отработки подэтажа (заходки) при подэтажном обрушении может быть одно- и двух стадийным.

§ 272. Оработку запасов подэтажа (заходки) можно производить в две стадии с предварительной выемкой компенсационных камер или в одну стадию с отбойкой руды в зажиме. Выбор способа определяется технико-экономическим сравнением. При отработке рудных тел с неустойчивыми и трещиноватыми рудами следует отдавать предпочтение вариантам системы с одностадийной выемкой. При вариантах с двухстадийной выемкой объем компенсационных камер принимать с учетом разрыхления руды при отбойке.

§ 273. При использовании скважин отбойку руды следует вести послойно, а выпуск - через торец заходки или через рудоприемные и выпускные выработки.

§ 274. При разработке смежными заходками каждую последующую заходку можно начинать лишь после посадки кровли над предыдущей заходкой.

§ 275. При разработке заходками с целиками последние погашать обратным ходом. В первую очередь взрывать боковые целики, после уборки руды погашать потолочину.

§ 276. Необходимость крепления заходов при проходке и в период выемки целика устанавливается проектом в зависимости от устойчивости. В закрепленных заходах обуривать потолочину под защитой крепи. Поврежденную крепь заходов восстанавливать в первую очередь.

§ 277. На систему подэтажного обрушения распространяются требования, изложенные в § 163, 254, 255, 260, 267 настоящих ПТЭ.

#### Система этажного обрушения

§ 278. Систему этажного обрушения можно применять при разработке крутопадающих рудных тел мощностью более 10 м и мощных рудных тел с любым углом падения при бедных рудах, не склонных к слеживанию, залегающих в устойчивых и средней устойчивости породах. Вмещающие породы должны обрушаться крупными кусками.

§ 279. Система этажного обрушения применяется в двух основных вариантах: с естественным и принудительным обрушением руды. При естественном обрушении руда должна легко обрушаться небольшими кусками при ее подсечке; при принудительном обрушении руда может быть любой крепости и устойчивости.

§ 280. Порядок отработки этажа при этажном обрушении может быть одностадийным (панельным) и двухстадийным (блоковым).

§ 281. Оработку запасов блока можно производить в две стадии с предварительной выемкой компенсационных камер или в одну стадию с отбойкой руды в зажиме. Ни бор способа отработки определяется технико-экономическим сравнением. При отработке рудных тел с неустойчивыми и трещиноватыми рудами следует отдавать предпочтение

вариантам системы с одностадийной выемкой. При вариантах с двухстадийной выемкой объем компенсационных камер принимать с учетом разрыхления руды при отбойке.

§ 282. При разработке пологих и наклонных (до 35°) месторождений и развитом фронте очистных работ параметры блоков и последовательность их отработки следует выбирать такими, чтобы было обеспечено регулярное (планомерное) самообрушение налегающих пород.

§ 283. Отбойку руды при системах принудительного этажного обрушения осуществлять взрыванием глубоких скважин.

При одностадийной выемке, а также выемке компенсационных камер отбойку руды можно осуществлять послойно или секционно (несколькими слоями).

Обрушение целиков и потолочин на компенсационные камеры производить, как правило, в один прием. При массовых взрывах применяется короткозамедленное взрывание.

§ 284. При естественном этажном обрушении кусковатость руды регулировать скоростью ее обрушения и выпуска. Не допускать чрезмерного отставания обрушения от поверхности выпускаемой руды.

§ 285. На системы этажного обрушения распространяются требования, изложенные в § 163, 259 настоящих ПТЭ.

**ЗАО «УРУПСКИЙ ГОК»**

**ТИПОВОЙ ПРОЕКТ  
ПРОИЗВОДСТВА МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ В ПОДЗЕМНЫХ  
УСЛОВИЯХ**

*пос. Медногорский  
2005г.*



УТВЕРЖДАЮ:  
Технический директор  
ЗАО «Урупский ГОК»  
\_\_\_\_\_ **Ю.Л. Калифатиди**  
«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2005г.

## **I. ВВЕДЕНИЕ**

Типовой проект производства массовых взрывов в подземных условиях, составлен согласно «Типовой инструкции по безопасному проведению массовых взрывов в подземных выработках», утверждённой Госгортехнадзором России от 14 мая 1993 года, постановление №10.

## **II. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ**

1. Массовые взрывы в подземных выработках Урупского рудника проводятся в соответствии с требованиями Единых правил безопасности при взрывных работах, настоящим Типовым проектом, а также утверждённой техническим руководителем предприятия по согласованию с органом Госгортехнадзора, Инструкции по определению границ опасных зон.

2. По назначению массовые взрывы в подземных выработках разделяются на:

а) технологические взрывы - по отбойке основного массива, его отрезке, подсечке, а также по обрушению потолочин и целиков в пределах подэтажа;

б) технологические взрывы - по отбойке основного массива, его отрезке, подсечке в пределах подэтажа прошедшие режим по вентиляции, проводятся по Типовому проекту на бурение и взрывание скважин, утверждаемому главным инженером рудника и корректировочному расчёту, согласно графика взрывных работ;

в) специальные массовые взрывы по обрушению потолочин камер, междукammerных целиков на всю высоту этажа, по ликвидации пустот в пределах блока (блоков), по ликвидации аварийной ситуации;

г) экспериментальные массовые взрывы для определения параметров буровзрывных работ.

Специальные и экспериментальные массовые взрывы проводятся только по проектам составленным отдельно и утверждаются техническим руководителем комбината.

### **III. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Урупский ГОК ведёт работы по добыче медных руд на Урупском месторождении, расположенном в Урупском районе Карачаево-Черкесской Республики.

Урупское месторождение сложено массивными и вкрапленными медными рудами, максимальная мощность которых ниже 6 горизонта не превышает 25 м, а средняя мощность равняется 6,0 м.

Коэффициент крепости по шкале профессора Протоdjяконова в среднем 8-12.

Рудное тело простирается с запада на восток на расстоянии до 1,5 км, а падает с севера на юг под углом 30°.

Породы висячего бока - кремнистые сланцы и туфы кварцевых альбитофиров как правило интенсивно рассланцованы, слабой реже средней устойчивости, коэффициент крепости их в среднем 6-12.

Породы лежачего бока - альбитофиров, также сильно рассланцованы, средней устойчивости, коэффициент крепости их находится в интервале 6-8.

Руды и породы месторождения разбиты большим количеством тектонических нарушений, ориентированных в разных направлениях.

### **IV. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ**

1. Система подэтажного обрушения с выпуском руды через дучки. Порядок отработки сверху вниз. Угол наклона более 40°. Мощность более 3 м. Рекомендована институтом «Кавказгипроцветмет», утверждена техпроектами на отработку месторождения в 1978 и 1987 г.г.

Подготовительно-нарезные работы выполняются мелко шпуровым способом, отбойка руды в камерах производится с помощью скважин пробуренных станками БУ-80, СТО-100, НКР-100.

2. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды в зажатой среде, торцевым выпуском и обрушением кровли. Порядок отработки сверху вниз. Угол наклона более 30°, мощность 5-6 м. Рекомендована институтом «Кавказгипроцветмет» в 1973 году и утверждена Главмедью 20.03.73 г.

3. Система разработки подэтажными штреками. Угол наклона более 50°. Мощность 2 - 10 м. Рекомендована институтом «Кавказгипроцветмет», утверждена техпроектом на отработку месторождения в 1978 году.

Подготовительно-нарезные работы выполняются мелко шпуровым способом, отбойка руды в камерах производится с помощью скважин, пробуренных станками БУ-80, СТО-100, НКР-100.

Основные параметры систем, за исключением системы с торцевым выпуском: длина блока по простиранию до 60 м, по падению на всю высоту этажа, количество подэтажей 3 - 4, расстояние между выпускными дучками 6 м. Охранный целик около блокового восстающего по 4 м с обеих сторон. Целик над основным откаточным горизонтом 4-5 м.

## **V. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ**

### **1. Зарядание и взрывание скважин пробуренных станками НКР-100, БУ-80, СТО-100**

Диаметр скважин для станков БУ-80 до 80 мм, для станков СТО-100 и НКР-100 до 105 мм. Для зарядки скважин применяются гранулит - ПС; граммонит 79/21;

- для боевиков - аммонит 6ЖВ; аммонал-200;
- зарядка скважин осуществляется зарядными машинами ЗМК-1А, ЗП-5 и зарядными трубопроводами имеющими стандарты (технические условия) и допущенные для этой цели Госгортехнадзором;
- способы взрывания: электрический, неэлектрическая система «эдилин».

### **2. Расчёт электровзрывной сети**

Сопротивление взрывной сети не должно превышать предельного сопротивления взрывного прибора:

$$R_{\text{сети}} = R_{\text{м}} + \frac{r * m}{n}, \text{ ом}; \quad R_{\text{сети}} \leq \frac{1}{4} R_{\text{пред}}$$

где:  $m$  - число параллельных групп;

$n$  - число электродетонаторов соединённых параллельно в группе;

$R_{\text{м}}$  - сопротивление магистральных проводов, ом;

$r$  – сопротивление электродетонатора, ом.

### **3. Расчётные показатели взрыва**

#### **а) удельный расход ВВ:**

$$q = q_0 * l^{-1} * K_1 * K_2 * K_3 * K_4 * K_5 * K_6, \text{ кг} / \text{ м}^3$$

где:  $q_0$  - эталонный расход ВВ,  $q_0 = 1,31 \text{ кг} / \text{ м}^3$ ;

$l^{-1}$  - относительная работоспособность гранулита - ПС,  $l^{-1} = 0,8$ ;

$K_1$ -коэффициент учитывающий допустимый выход негабаритов,  $K_1 = 1,05$ ;

$K_2$  - коэффициент трещиноватости,  $K_2 = 1,2$ ;  
 $K_3$  - коэффициент учитывающий расположение скважин,  $K_3 = 1,2$ ;  
 $K_4$  - коэффициент учитывающий количество открытых поверхностей,  $K_4 = 1,0$ ;  
 $K_5$  - коэффициент учитывающий способ заряжания,  $K_5 = 0,9$ ;  
 $K_6$  - коэффициент учитывающий диаметр скважин,  $K_6=0,6$  (для скважин диаметром 60 мм),  $K_6 = 1,05$  (для скважин диаметром 105 мм).

**б) выход руды с 1 метра скважины**

$$B = \frac{7,85 \cdot 10^{-4} \cdot \alpha^2 \cdot \Delta \cdot K_3}{q}, \text{ м}^3 / \text{пог.м}$$

где:  $\alpha$  - диаметр скважин, мм;

$\Delta$  - плотность заряда ВВ,  $\Delta=1,0$  кг/см<sup>3</sup>;

$K_3$  - коэффициент полноты заряжания,  $K_3=0,75$ ;

$q$  - удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

**в) линия наименьшего сопротивления**

$$W = \frac{(2L_{cp} - 3) \cdot \sqrt{\frac{B}{m}}}{L_{cp} + 3}, \text{ м};$$

где:  $m$  - коэффициент сближения зарядов,  $m=1,2$ ;

$L_{cp}$  - средняя длина скважин,  $L_{cp}=13$  м.

На основании опыта ведения взрывных работ на руднике ЛНС принимается для скважин диаметром 60 мм  $W = 1,5$  м, для скважин диаметром 105 мм  $W = 3,0$  м.

**г) расстояние между скважинами**

$$a = \frac{(2L_{cp} - 3) \cdot \sqrt{B} \cdot m}{L_{cp} + 3}, \text{ м};$$

На основании опыта ведения взрывных работ на руднике расстояние между скважинами принимается для скважин Ø 60мм 1,5 м;

**д) объем взрывной массы определяется :**

при разделке подсечки  $V_n = S_n \times W$ , м<sup>3</sup>

при очистной добыче  $V_o = S_o \times W$ , м<sup>3</sup>

$S_n$ ,  $S_o$  - площади обуренные соответствующими веерами.

**е) общее количество ВВ определяется:**

$$A = q \times V, \text{ кг}$$

**ж) общая длина скважин:**

$$L_n = \frac{V}{B}, \text{ пог.м.}$$

где:  $V$  - общий объем взрываемого массива,  $\text{м}^3$ ;

$B$  - выход руды с 1 м скважин,  $\text{м}^3/\text{м.п.}$

**Примечание:** Все вышеперечисленные параметры сведены в соответствующие таблицы в зависимости от крепости горных пород и приводятся в «Методике расчета буровзрывных работ при составлении рабочих проектов на отработку блоков со скважинной отбойкой для условий Урупского рудника», выпущенной институтом «Унипромедь» и утвержденной главным инженером Урупского ГОКа 17 декабря 1984 г.

## **VI. ВЕНТИЛЯЦИЯ**

Расчет количества воздуха при массовом взрыве производится по формуле:

$$Q_{yc} = \frac{4}{t_y} \sqrt{A_y * B * V_3}; \quad A_y = i * A, \text{ кг}; \quad V_3 = V_{исход} + 0,01t * A_y,$$

где:  $t_y$  - время проветривания после массового взрыва, мин;

$A_y$  - условный заряд ВВ, величина которого соответствует объему газовыделения после взрыва, кг;

$B$  - загазованность данного типа ВВ в перерасчете на условную окись углерода в л/кг, принимается 40 л/кг;

$V_3$  - объем загазованных выработок,  $\text{м}^3$ ;

$i$  - коэффициент учитывающий фактический объем газовыделения в выработках шахты в период проветривания после массового взрыва, принимается  $i = 0,0047$ ;

$A$  - заряд ВВ, взрываемый в блоке при массовом взрыве, кг;

$V_{исход}$  - объем выработок в сторону исходящей струи, считая от места взрыва до земной поверхности,  $\text{м}^3$ ;

$t$  - рассчитывается поэтапно в зависимости от количества воздуха выработках на фланге

## VII. РАСЧЕТ СЕЙСМИЧЕСКИХ БЕЗОПАСНЫХ РАССТОЯНИЙ ДЛЯ ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Безопасное расстояние от места взрыва до охраняемого сооружения по действию сейсмической волны определяется по формуле:

$$r_c = K_c * \alpha^3 * \sqrt[3]{q}, \text{ м};$$

где:  $K_c$  - коэффициент зависящий от грунта для скальных пород,  $K_c=3$ ;

$\alpha$  - коэффициент зависящий от показателя действия взрыва

при  $n \leq 0,5$   $\alpha = 1,2$ , при  $n = 1$   $\alpha = 1$ , при  $n = 2$   $\alpha = 0,8$ , при  $n = 3$   $\alpha = 0,7$ ;

$q$  - величина заряда, кг.

### Величина радиуса сейсмических опасных зон рассчитанных по вышеприведенной формуле

|                            | зна-<br>че-<br>ние,<br>$K_c$ | Радиус сейсмической опасности зон(м) при массе заряда (кг) |      |      |        |           |          |           |        |          |          |           |        |
|----------------------------|------------------------------|--|------|------|--------|-----------|----------|-----------|--------|----------|----------|-----------|--------|
|                            |                              | 1000   | 2000 | 5000 | $10^4$ | $25*10^3$ | $5*10^4$ | $75*10^3$ | $10^5$ | $2*10^5$ | $5*10^5$ | $75*10^5$ | $10^6$ |
| скальные породы плотные    | 3                            | 30   | 40   | 50   | 55     | 90        | 110      | 130       | 140    | 175      | 240      | 270       | 300    |
| скальные породы нарушенные | 5                            | 50   | 60   | 85   | 110    | 150       | 185      | 210       | 230    | 190      | 400      | 455       | 500    |

## VIII. РАСЧЕТ ГРАНИЦ ЗАПРЕТНОЙ И ОПАСНОЙ ЗОНЫ

а) Граница запретной зоны на зарядание скважин определяется не менее 50 м в радиусе от зарядной машины.

б) При вводе боевиков граница опасной зоны определяется по максимальному весу одного скважинного заряда.

в) При монтаже взрывной сети, проверки взрывной сети и взрыва зарядов опасная зона рассчитывается по всему взрываемому заряду.

Расчет производится по формулам:

$$K = \frac{q * n}{R * ES}, \text{ м}; i = \frac{\beta * R}{d}$$

и определяется по номограмме. “Инструкция по определению границ опасных зон в подземных условиях”.

где  $q$  - вес взрываемого заряда,

$n$  - коэффициент перехода энергии ВВ на образование ударной воздушной волны,

$R$  - путь пройденный волной от заряда до рассчитываемой точки,

$ES$  - суммарная площадь поперечного сечения выработок принимающих к заряду,

$\beta$  - коэффициент учитывающий шероховатость поверхности выработки,

$d$  – приведенный диаметр выработки,  $d = 1,12 \sqrt{S}$ , м.

**Величина радиусов опасных зон, рассчитанных по вышеприведенным формулам и выбранным по номограмме**

|                              |     |     |     |      |      |      |      |      |      |
|------------------------------|-----|-----|-----|------|------|------|------|------|------|
| Вес взрываемого заряда, (кг) | 200 | 400 | 900 | 1200 | 1600 | 2000 | 2500 | 3000 | 3500 |
| Радиус опасной зоны, (м)     | 200 | 250 | 250 | 350  | 350  | 350  | 400  | 400  | 400  |

Опасная зона определяется в таблице, вводится при взрывании с применением эл. детонаторов с начала укладки боевиков, при взрывании ДШ - сначала монтажа взрывной сети.

**IX. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПОДГОТОВКЕ И ПРОВЕДЕНИИ ВЗРЫВА**

1. Полный расчет массовых взрывов приводится в проекте очистных работ на блок с расчетом параметров БВР, схемой соединения зарядов и расчетом вентиляции.
2. Перевозка взрывчатых материалов, их спуск в подземные выработки и доставка к месту заряжания проводятся в соответствии с установленными на предприятии требованиями инструкции по безопасности работ.
3. Техническая исправность транспортных средств, используемых для перевозки и доставки ВМ ежемесячно проверяется начальником (или его заместителем) участка ВШТ.
4. В подземных выработках вагонетки с взрывчатыми веществами формируются в состав и устанавливаются в район подготовки взрыва.  
Каждое место сосредоточения взрывчатых веществ обеспечивается 4-мя огнетушителями.
5. При транспортировке ВМ между машинистом электровоза и сопровождающим лицом согласовывается система сигнализации.
6. Необходимо не позже чем за сутки информировать органы Госгортехнадзора о проведении технологического взрыва. О каждом специальном и экспериментальном массовом взрыве информировать орган Госгортехнадзора не позднее чем за двое суток.
7. Формирование зарядов выполняется в соответствии с требованиями безопасности работ.
8. При заряжании выполняются следующие требования:

- а) зарядчик должен быть технически исправен и допущенным органами Госгортехнадзора к промышленному применению;
- б) перед началом работ по зарядке, зарядчик заземляется согласно инструкции;
- в) в месте установки зарядчика стелится брезент для сбора просыпи;
- г) ЗАПРЕЩАЕТСЯ использовать в заряднике просыпанное ВВ на брезент.
9. Место зарядки скважин и место установки зарядчика обеспечивается двумя огнетушителями каждое.
10. Допуск людей в шахту (кроме участка взрыва) производится только после проверки отделениями ВГСВ состояния выработок, восстановления во всех выработках шахты нормальной рудничной атмосферы, но не ранее чем через 2 часа.
11. Допускается допуск людей для работы в районе взрыва не ранее чем через 8 часов. Допуск производит ответственный руководитель взрыва или его заместитель после получения необходимых данных от ВГСВ.
12. Выработки района массового взрыва и примыкающие к нему в течении 6 часов первой смены после массового взрыва находятся под усиленным контролем сменного надзора и при обнаружении опасности необходимо вывести людей в безопасное место и поставить об этом в известность диспетчера и руководителя предприятия.

**Главный инженер рудника**

**С.Н. Лаев**

**Согласовано:**

**Начальник ПТО**

**В.А. Самохин**

**Начальник отдела ОТиТБ комбината**

**В.И. Скорин**

**Зам. гл. инженера по ТБ рудника**

**Н.П. Гоминов**