СПРАВОЧНИК
ПО РАЗРАБОТКЕ РОССЫПЕЙ

Под общей редакцией лауреата Ленинской премии
В. П. БЕРЕЗИНА, В. Г. ЛЕШКОВА, Л. П. МАЦУЕВА,
С. В. ПОТЕМКИНА

ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
МОСКВА 1973

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие

РАЗДЕЛ I

ОБЩИЕ ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ

Глава I. **Состав и характеристика горных пород, слагающих россыпи**
1. Краткое описание горных пород
2. Некоторые характеристики горных пород и минералов
3. Единая классификация горных пород
4. Классификация россыпей по технологическим признакам

Глава II. **Гидрометеорологические характеристики некоторых районов**
5. Климатическая характеристика некоторых районов

Глава III. **Гидрогеология**
6. Основные закономерности движения воды в пористой среде
7. Основы классификации подземных вод
8. Подземные воды в районах распространения вечномерзлых пород
9. Приток подземных вод к горным выработкам, водопонижение

Глава IV. **Инженерное мерзлотоведение**
10. Общие понятия и терминология
11. Расчет глубины протаивания
12. Строение мерзлых горных пород (грунтов)
13. Прочность мерзлых пород в зависимости от состава, времени и температуры

Список литературы, рекомендуемой к разделу I

РАЗДЕЛ II

ГЕОЛОГИЯ И РАЗВЕДКА

Глава I. **Краткие сведения о геологии россыпей**
1. Общие сведения
2. Типы россыпей и их особенности
3. Строение россыпей

Глава II. **Поиски и разведка россыпей**
4. Последовательность геологоразведочных работ
5. Сеть разведочных выработок
6. Способы разведки
7. Разведочное опробование
8. Техническое и технологическое опробование

Глава III. **Геологическое обслуживание горноэксплуатационных предприятий**
9. Геологическая служба приисков
10. Доразведка эксплуатируемых месторождений
11. Эксплуатационное опробование

Условные обозначения проб, опробовательских выработок и порядок нанесения данных по ним при оформлении графических материалов
12. Актирование отработанных площадей
13. Документация плотика россыпей и опробование рудопроявлений
Глава IV. **Геологическая докуметация и подсчет запасов**
14. Документация выработок
15. Кондиции
16. Подсчет запасов
Список литературы, рекомендуемой к разделу II

РАЗДЕЛ III

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ (РАЗРАБОТКА С ПОМОЩЬЮ ЗЕМЛЕРОЙНЫХ МАШИН)

Глава I. **Подготовка к выемке**
1. Общие сведения об открытой разработке
2. Подготовка при помощи оттайки
3. Рыхление мерзлых пород
Глава II. **Средства механизации открытых горных работ**
4. Общие сведения
5. Машины для подготовительных работ
6. Землеройно-транспортные машины
7. Землеройные машины
Глава III. **Горноподготовительные и вскрышные работы**
8. Назначение и терминология горноподготовительных работ
9. Проведение выработок и прочие горноподготовительные работы
10. Назначение и терминология вскрышных работ
11. Классификация вскрышных работ
12. Послойная выемка торфов с выполаживанием бортов разреза
13. Послойная выемка торфов с созданием выездов
14. Послойная выемка торфов экскаваторами
15. Послойная выемка торфов с использованием на отвалообразовании дополнительных механизмов
16. Послойная выемка торфов с применением отвалообразователей и гидротранспорта
17. Выемка торфов на всю мощность
18. Выемка торфов зимой при разработке вечномерзлых россыпей
19. Эффективность применения различных способов вскрытия
Глава IV. **Разработка песков**
20. Общие сведения
21. Разработка вечномерзлых песков по мере их оттайки
22. Разработка песков с помощью экскаваторов
23. Разработка отвалов песков подземной добычи
Список литературы, рекомендуемой к разделу III

РАЗДЕЛ IV

ДРАЖНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ

Глава 1. **Общие сведения**
1. Историческая справка
2. Условия и область применения драг
3. Экономическое обоснование применения способа
4. Типы современных драг и их классификация
Глава II. **Многочерпаковые драги**

5. Драга 80Д с черпаками 80 л (вып. 1969 г.)
6. Драга 150Д с черпаками 150 л (вып. 1965 г.)
7. Драга с черпаками 250 л
8. Драга глубокого черпания ОМ-431 с черпаками 380 л
9. Драга ОМ-417 с черпаками 400 л (мод. 1968 г.)
10. Драга 600Д с черпаками 600 л (вып. 1960 г.)
11. Сравнительные данные по размерам и параметрам отечественных драг

Глава III. **Конструктивные узлы, агрегаты и оборудование многочерпаковых драг**

12. Проверка соответствия конструктивных размеров драги параметрами россыпи
13. Общие сведения о конструктивных узлах
14. Понтон
15. Металлоконструкции
16. Черпающее устройство
17. Маневровое устройство
18. Обогатительное оборудование
19. Транспортно-отвальное оборудование
20. Водоснабжение драги
21. Прочее оборудование
22. Системы управления, сигнализации и связи
23. Энергоснабжение и электрооборудование
24. Противоаварийное и противопожарное оборудование

Глава IV. **Общие положения разработки россыпей драгами**

25. Общие сведения
26. Вскрытие россыпи
27. Горноподготовительные работы
28. Системы разработки и способа выемки

Глава V. **Параметры забоя и режима работы драг**

29. Уход забоя
30. Ширина забоя
Методика расчета
31. Производительность и технико-экономические показатели работы многочерпаковых драг
32. Режим работы и обслуживающий персонал драг

Список литературы, рекомендуемой к разделу IV

РАЗДЕЛ V

ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ

Глава I. **Общие сведения о способе разработки, структуре и динамике гидромониторной струи**

1. Условия применения и основные виды гидравлических разработок
2. Виды, строение и основные характеристики гидромониторной струи

Глава II. **Размыв пород напорной струей**

3. Энергоемкость размыва пород
4. Производительность гидравлического размыва
5. Параметры работы гидромонитора
6. Удельный расход воды при гидравлической разработке
7. Удельный расход электроэнергии на размыв и транспортирование пород
8. Способы размыва пород

Глава III. **Гидротранспорт размытых пород**
9. Характеристика гидросмесей
10. Безнапорный самотечный гидротранспорт
11. Напорный гидротранспорт пород по трубам землесосами
12. Напорный транспорт пород гидроэлеваторами
13. Расчет напорного гидротранспорта пород по трубам

Глава IV. **Оборудование для размыва и гидротранспорта пород**
14. Гидромониторы и гидромониторные установки
15. Землесосы
16. Трубы

Глава V. **Водоснабжение гидравлических работ**
17. Схемы и расчет водоснабжения
18. Осветление воды
19. Потери напора в трубопроводах
20. Расчет напорных водоводов
21. Оборудование для водоснабжения

Глава VI. **Технология гидравлической разработки россыпей**
22. Вскрытие
23. Системы разработки
24. Технико-экономические показатели применения гидравлического способа разработки россыпей

Список литературы, рекомендуемой к разделу V

РАЗДЕЛ VI

ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА РОССЫПЕЙ

Глава I. **Общие сведения, осушение месторождений**
1. Условия и область применения подземного способа разработки
2. Особенности подземной разработки талых и вечномерзлых россыпей
3. Общие сведения об организации подземных работ
4. Характеристика способов и выработок осушения
5. Выбор способа осушения
6. Предотвращение поступления воды в выработки при разработке вечномерзлых россыпей

Глава II. **Вскрытие и подготовка шахтных полей**
7. Способы вскрытия, вскрывающие выработки
8. Выбор места расположения основных и вспомогательных вскрывающих выработок
9. Проведение вскрывающих выработок (в вечномерзлых породах)
10. Способы подготовки и условия их применения. Подготовительные выработки

Глава III. **Горное давление, управление кровлей и крепление**
11. Общие сведения об управлении кровлей и проявлении горного давления
12. Особенности проявления горного давления при разработке вечномерзлых россыпей
13. Теории горного давления и формы обрушения кровли
14. Область применения различных способов управления кровлей
15. Управление кровлей при разработке талых россыпей
16. Устойчивость и расчет целиков
17. Материалы для крепления и требования к ним
18. Элементы деревянной крепи
19. Крепление выработок

Глава IV. **Системы разработки**
20. Общая характеристика систем разработки

21. Системы разработки вечномерзлых россыпей
22. Параметры систем разработки вечномерзлых россыпей
23. Системы разработки талых россыпей
Глава V. **Буровзрывные работы**
24. Краткие сведения о взрывчатых веществах и средствах взрывания
25. Параметры и технико-экономические показатели буровзрывных работ
26. Паспорта буровзрывных работ (паспорта БВР)
27. Применение игданита в горизонтальных скважинах
Глава VI. **Средства механизации подземных работ**
28. Перфораторы
29. Поддерживающие и подающие колонки. Виброгасящие каретки
30. Пневматические отбойные молотки
31. Вспомогательное оборудование
32. Компрессоры
33. Электровращательное бурение шпуров и шахтные сверла
34. Самоходные буровые каретки
35. Скреперные установки
36. Электробульдозеры и ленточные конвейеры
37. Подземный автотранспорт
38. Механизмы подъема
Глава VII. **Укладка и разваловка отвалов. Горнотехнические сооружения на поверхности**
39. Отвалообразование
40. Горнотехнические сооружения на поверхности (при разработке вечномерзлых россыпей)
Глава VIII. **Борьба с пылью в условиях отрицательных температур**
41. Общие сведения
42. Средства борьбы с пылью при бурении шпуров
43. Пылевой контроль
44. Средства защиты от пыли
Глава IX. **Проветривание выработок**
45. Проветривание за счет общешахтной депрессии
46. Проветривание при помощи вентиляторов
47. Проветривание при помощи эжекторов и через скважины
48. Технические средства для проветривания глухих выработок
Глава X. **Основы проектирования проветривания шахт**
49. Общие положения, выбор схемы и способа проветривания
50. Подсчет количества воздуха
51. Подсчет общешахтной депрессии
52. Выбор вентилятора главного проветривания
Список литературы, рекомендуемой к разделу VI

РАЗДЕЛ VII

ОБОГАЩЕНИЕ

Глава I. **Общие сведения. Дезинтеграция и грохочение**
1. Терминология *
2. Основные полезные минералы россыпей
3. Дезинтеграция и грохочение
Глава II. **Устройство и эксплуатация шлюзов**
4. Устройство и работа шлюзов
5. Армирование шлюзов
6. Режим работы шлюзов

Глава III. **Обогащение на столах и отсадка**
7. Концентрационные столы
8. Отсадка и отсадочные машины
9. Винтовые сепараторы
10. Новые аппараты гравитационного обогащения руд и песков
11. Обезвоживание и сгущение

Глава IV. **Промывочные приборы и устройства**
12. Ручные промывочные аппараты и простые шлюзовые приборы
13. Шлюзовые промывочные приборы с плоскими грохотами
14. Скрубберные промывочные приборы
15. Приборы для промывки словосодержащих песков
16. Автоматическое управление промывочным прибором
17. Понурные гидравлики, землесосные и гидроэлеваторные приборы
18. Россыпные обогатительные фабрики
19. Опробование и контроль технологического процесса на промывочных приборах

Глава V. **Обогащение на драгах**
20. Схемы обогащения и характеристика обогатительного оборудования
21. Контроль технологического процесса

Глава VI. **Доводка концентратов**
22. Общие положения
23. Шлихообогатительные фабрики и установки
24. Обогатительное оборудование и режимы его работы

Глава VII. ***Основные положения для проектирования обогатительных установок***
25. Выбор типа промывочной установки (применительно к условиям Северо-Востока СССР)
26. Выбор способа сполоска и доводки концентрата

Список литературы, рекомендуемой к разделу VII

РАЗДЕЛ VIII

ИСКУССТВЕННОЕ ОТТАИВАНИЕ МЕРЗЛЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Глава I. **Общие сведения**
1. Способы оттаивания мерзлых пород
2. Мерзлотная разведка

Глава II. **Игловая гидрооттайка**
3. Общие положения
4. Работа гидроигл
5. Режим работы гидроигл
6. Формулы для упрощенных расчетов игловой гидрооттайки
7. Специальное оборудование игловой гидрооттайки
8. Буровые станки для погружения игл
9. Обслуживание погруженных игл и контроль за оттаиванием

Глава III. **Фильтрационно-дренажная гидрооттайка**
10. Условия применения
11. Расчет фильтрационно-дренажной оттайки [3]

Глава IV. Способы оттаивания в зимних условиях
12. Электрооттаивание
13. Оттаивание сезонномерзлого слоя паром и нагретой водой

Глава V. Поверхностная тепловая мелиорация и предохранение от промерзания
14. Поверхностная тепловая мелиорация
15. Гидравлический безнапорный размыв
16. Пленочные покрытия
17. Затопление дражных полигонов на зимний период
18. Щиты из пенопласта

Список литературы, рекомендуемой к разделу VIII

Алфавитно-предметный указатель

ПРЕДИСЛОВИЕ

Пятилетним планом развития народного хозяйства СССР на 1971—1975 годы предусматривается дальнейшее увеличение добычи полезных ископаемых и оснащение горнорудных предприятий высокопроизводительной техникой, обеспечивающей значительный рост производительности труда.

Большая часть таких полезных ископаемых как благородные металлы — золото и платина; редкоземельные и редкометальные минералы — циркон, моноцит; ценные кристаллы — алмазы и оптический кварц; оловянно-вольфрамовые минералы — касситерит, вольфрамит и ряд других добывается из россыпных месторождений.

По условиям залегания и горнотехническим возможностям значительная часть россыпных месторождений эффективно разрабатывается наиболее современными и производительными горными машинами — драгами.

На вскрыше россыпей и добыче песков успешно используются мощные рыхлители, самоходные и прицепные скреперы, бульдозеры, гусеничные и шагающие экскаваторы.

Разработка россыпей открытым способом возможна в самых различных горно-геологических условиях и по сравнению с подземным имеет большие преимущества, ее удельный вес в настоящее время составляет 34% общей добычи горной массы из россыпей.

При разработке россыпей подземным способом также применяется совершенное и довольно сложное оборудование.

Огромное значение имеет заключительная стадия добычи полезного ископаемого из россыпей, а именно обогащение песков, так как снижение потерь полезного компонента имеет большое народнохозяйственное значение. Поэтому в справочнике подробно рассмотрены способы обогащения, устройства и эксплуатация шлюзов, концентрационных столов, отсадочных машин, винтовых и конусных сепараторов, струйных и вибрационных концентраторов, самородкоулавливателей, современных наиболее совершенных промывочных приборов с развитой схемой обогащения. Освещены вопросы опробования и контроля технологического процесса промывки песков.

Назначение справочника — служить практическим пособием для инженеров и техников при проектировании горных работ и разработке россыпных месторождений. В нем освещены новейшие достижения науки и техники в этой области. Предполагается, что пользующиеся справочником специалисты достаточно технически подготовлены, поэтому общие положения горного дела, теоретические выводы и доказательства, а также материалы описательного характера изложены предельно сжато. Приведены основные формулы для технических расчетов, вспомогательные таблицы, графики, технические характеристики оборудования, нормативы трудоемкости, технико-экономические показатели и другие необходимые справочные данные.

Справочник по разработке россыпных месторождений с таким большим числом рассматриваемых вопросов издается впервые и, возможно, не лишен некоторых недостатков. Все замечания и пожелания читателей, направленные на улучшение содержания справочника, будут приняты авторами и издательством с благодарностью.

РАЗДЕЛ I

ОБЩИЕ ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ

Глава I

СОСТАВ И ХАРАКТЕРИСТИКА ГОРНЫХ ПОРОД, СЛАГАЮЩИХ РОССЫПИ

1. Краткое описание горных пород

Горные породы — плотные или рыхлые агрегаты, слагающие земную кору, состоящие из однородных или разнотипных минералов и обломков других пород. По происхождению породы делятся на осадочные, магматические (изверженные) и метаморфические.

Сланцы — обширная группа метаморфических пород различного состава, для которых характерна сланцевая текстура. Состав сланцев определяется степенью метаморфизма и первичными породами, из которых они возникли. Наиболее метаморфизованные сланцы называются кристаллическими. В зависимости от состава различают глинистые, углисто-глинистые, углистые, песчано-глинистые, слюдяные, хлоритовые и другие сланцы.

Алевролит — сцементированный алеврит. Алеврит — рыхлая обломочная осадочная порода, промежуточная между песчаными и глинистыми породами. Преобладающий размер зерен 0,1—0,01 мм.

Аргиллиты — группа твердых камнеподобных глинистых пород, не размокающих в воде, образующихся из глин или глинистых осадков в результате уплотнения, дегидратации и цементации их при диагенезе или в начальной стадии метаморфизма.

Песчаник — горная порода, представляющая собой сцементированный песок с зернами размером 2—0,1 мм. По величине зерен песчаники разделяют на грубозернистые, крупнозернистые, среднезернистые и мелкозернистые, по составу — на кварцевые, глинистые, известковые и др.

Конгломерат — сцементированный галечник. Галька может иметь различный или однородный состав. Цемент — глинистый, известковый и др.

Известняки — осадочные, преимущественно морские горные породы, состоящие главным образом из кальцита, обычно с при-

месью глинистого материала, кремнезема, окислов железа, иногда глауконита и др. При метаморфизме известняки перекристаллизовываются и переходят в мраморы.

Кварц — SiO_2 — один из самых распространенных породообразующих минералов земной коры. Является главным жильным минералом рудных и безрудных кварцевых жил. Весьма устойчив по отношению к выветриванию и обычно накапливается в обломочных осадочных породах. Образуется также в цементе песчаников.

Гранит — полнокристаллическая магматическая порода, состоящая из равных количеств калиевого полевого шпата, кислого плагиоклаза и кварца и подчиненного количества одного или нескольких цветных минералов: биотита, мусковита, амфибола и реже пироксена. С увеличением количества и основности плагиоклаза гранит переходит в гранодиорит и кварцевый диорит, при уменьшении количества кварца и увеличении количества щелочного полевого шпата — в кварцевый сиенит и сиенит.

Габбро — кристаллическая интрузивная порода, состоящая из основного плагиоклаза (лабрадор, битовнит) и моноклинного пироксена (часто диаллага).

Базальт — обычно неполнокристаллическая магматическая порода черного или темно-серого цвета, являющаяся эффузивным эквивалентом габбро, состоящая главным образом из основного плагиоклаза (лабрадора, битовнита), авгита и часто оливина.

Туфы — горные породы, образовавшиеся из твердых продуктов вулканических извержений: пепла, песка, лапилли и бомб. Характерная особенность туфов — угловатость обломков и их неотсортированность по величине.

2. Некоторые характеристики горных пород и минералов (табл. 1—7)

Шкала относительной твердости минералов Таблица 1

Минерал	Относительная твердость	Практические способы определения твердости
Тальк	1	Легко чертится ногтем
Каменная соль	2	Чертится ногтем
Кальцит	3	Чертится ножом
Плавиковый шпат	4	Чертится ножом под небольшим давлением, стекло не чертит
Апатит	5	Чертится ножом под большим давлением, стекло не чертит
Ортоклаз	6	Стальным ножом не чертится, слегка царапает стекло
Кварц	7	Стальным ножом не чертится, легко чертит стекло
Топаз	8	То же
Корунд	9	»
Алмаз	10	»

Таблица 2

Масса 1 м³ некоторых горных пород и твердых тел

Порода, твердое тело	Масса, т/м³	Порода, твердое тело	Масса, т/м³
Антрацит кусковой	1,3—1,8		
То же, насыпной	0,91—0,99	Каолин	2,20
Асфальт	1,07—1,50	Кварциты	1,5—2,8
Бурый уголь кусковой	1,10—1,44	Мрамор	2,7—2,8
То же, насыпной	0,78	Мергель	2,3—2,5
Гравий сухой	1,8	Пробка	0,24
Гравий мокрый	2,0		
Глина полусухая	1,6	Растительная земля	0,8
Глина мокрая	1,9	То же, глинистая	1,2
Глина плотная вязкая	2,1	Сланцы	2,3—2,6
Гипс	1,9—2,6	Чистый крупный сухой песок	1,4
Дерево *:		То же, влажный	1,6
береза	0,98—0,73	Цемент в растворе (бетон)	1,8—2,45
ель	0,9—0,5		
дуб	1,03—0 60		
Известняки (в зависимости от плотности)	1,50—2,70		
Изверженные кристаллические породы	2,6—2,9		
Кварц	2,66		

* Первая цифра—масса 1 м³ свежесрубленного дерева, вторая—1 м³ сухого дерева.

Таблица 3

Пористость некоторых пород

Порода	Пористость, %
Песчаники	4,80—28,3
Пески однородные	26,0—47,0
Пески смешанные	35,0—40,0
Гравий	35,0—40,0
Глины	44,0—47,0
Суглинок	52,0—55,0
Культурная почва	45,0—65,0
Торфяной грунт	До 81,0
Известняки, мраморы, доломиты	0,53—13,4
Граниты, кристаллические сланцы, гнейс	0,02—1,8

Таблица 4

Водопроницаемость некоторых пород

Порода	Водопроницаемость	Коэффициент фильтрации, м/сутки
Кристаллические породы, глины, плотные суглинки	Практически водоупорные	0,01—0,0
Мелкозернистые пески, разнозернистые пески с примесью глины, трещиноватые коренные породы	Слабопроницаемые	1—10
Крупнозернистые пески с примесью глины и с различной величиной зерен, трещиноватовые породы	Среднепроницаемые	100—500
Хорошо отсортированные пески, трещиноватые известняки	Легкопроницаемые	1000—2000

Таблица 5

Оценка рыхлых пород (грунтов) по гранулометрическому составу

Порода	Содержание фракции 0,01 мм, %	Порода	Содержание фракции 0,01 мм, %
Песок	Менее 5	Суглинок	50—20
Глинистый песок	10—5	Глина	Более 50
Супесь	20—10		

Таблица 6

Значения коэффициентов трения и сцепления для некоторых пород (грунтов)

Порода	Состояние	Коэффициенты	
		трения	сцепления
Чистый крупный песок	Влажный	0,466	0,031
	Сухой	0,577	0,140
Растительная земля	Влажная	0,364	0,030
	Сухая	0,700	0,330
Чистая глина	Мокрая	0,268	0,017
	Влажная	0,532	0,180
	Сухая	0,839	0,550
Ломкие породы	—	1,000	20,0
Скальные породы	—	1,000	33,0

Таблица 7

Углы внутреннего трения и естественного откоса для некоторых пород

Порода	Угол внутреннего трения, град			Угол естественного откоса разрыхленных пород, град		
	Состояние породы					
	сухое	влажное	влагонасыщенное	сухое	влажное	влагонасыщенное
Растительная земля . . .	35	30	25	40	35	25
Песок крупный	30	30	27	30—35	32—40	25—27
Песок средний	28	35	25	28—30	35	25
Песок мелкий	25	30	20	25	30—35	15—20
Суглинок	35	35	20	40—50	35—40	25—30
Глина жирная	45	35	15	40—45	35	15—20
Гравий	40	35	30	35—40	35	30

3. Единая классификация горных пород

Нормы выработки (времени) на разработку россыпных месторождений составляются применительно к единой 20-категорийной классификации горных пород, разработанной Государственным комитетом Совета Министров СССР по вопросам заработной платы (ЦБПНТ) (табл. 8).

Таблица 8

Выдержки из единой классификации горных пород

Категория горных пород	Горные породы	Временное сопротивление разрушению (ориентировочно), кгс/см²	Ориентировочный коэффициент разрыхления
I	Глина сухая, рыхлая в отвалах. Лёсс рыхлый, влажный. Песок. Супесь рыхлая. Торф и растительный слой без корней	10	1,10—1,20
II	Гравий. Суглинок легкий лёссовидный. Торф и растительный слой с корнями или небольшой примесью мелкой гальки и щебня	30	1,20—1,30
III	Галька от 10 до 40 мм. Глина мягкая жирная. Песчано-глинистые грунты. Дресва. Лед. Суглинок тяжелый. Щебень различных размеров	50	1,25—1,35

Продолжение табл. 8

Категория горных пород	Горные породы	Временное сопротивление разрушению (ориентировочно), кгс/см²	Ориентировочный коэффициент разрыхления
IV	Галька от 41 до 100 мм. Глина сланцеватая, моренная. Галечно-щебенистые грунты, связанные глиной. Песчано-глинистые грунты с включением гальки, щебня и валунов. Соли мелко- и среднезернистые. Суглинки тяжелые с примесью щебня. Угли весьма мягкие	80	1,25—1,40
V	Алевролиты глинистые, слабосцементированные. Аргиллиты слабые. Конгломераты осадочных пород. Марганцевые окисные руды. Мергель глинистый: мерзлые породы I—II категорий. Песчаники, слабосцементированные с песчано-глинистым цементом. Угли мягкие. Мелкие желваки фосфорита	120	1,25—1,45
VI	Гипс пористый. Доломиты, затронутые выветриванием. Железная руда-синька. Известняки отталькованные. Мерзлые породы III—V категорий. Меловые породы мягкие. Мергель неизмененный. Руды охристо-глинистые с включением желваков бурого железняка до 50%. Пемза. Сланцы углистые. Трепел. Угли средней крепости с ясно выраженными плоскостями напластования	160	1,30—1,45
VII	Алевролиты плотные глинистые. Гипс плотный. Глины песчанистые. Доломиты неизмененные. Мартитовые руды мягкие. Змеевики отталькованные. Известняки мягкие. Ил плотный мелководный. Конгломераты слабых осадочных пород с известково-глинистым цементом. Мергель известковистый. Опоки тонкозернистые. Сильвиниты с прослойками каменной соли. Сланцы сильновыветрелые: аспидные, хлоритовые, слюдистые. Сланцы охристые и углистые с прослойками глины. Соль каменная с мергелистыми прослойками и включением ангидрита. Солончак плотный. Угли выше средней крепости	210	1,30—1,45
VIII	Антрациты и другие крепкие угли. Аргиллиты средней плотности. Глины отвердевшие. Железные руды мягкие. Змеевики с включением асбеста. Колчеданы зоны выщелачивания. Карналлит. Ракушечник.	270	1,45—1,50

Продолжение табл. 8

Категория горных пород	Горные породы	Временное сопротивление разрушению (ориентировочно), кгс/см²	Ориентировочный коэффициент разрыхления
IX	Свинцово-цинковые окисленные руды. Сильвиниты мелкокристаллические. Сланцы метаморфизованные: хлоритовые, кальцито-хлоритовые, серицитовые, кварцево-серицитовые, кварцево-серицитовые и серицито-хлоритовые, глинистые, углисто-глинистые, слабые песчанистые. Туфы выветрелые. Мерзлые породы VI—VII категорий Алевролиты песчано-глинистые. Антрациты плотные и весьма крепкие вязкие угли. Совершенно выветрелые каолинизированные граниты, гранодиориты, диориты. Диабазы совершенно выветрелые. Выветрелые железные руды пористые, известняки мергелистые. Лимониты. Мел плотный. Песчаники выветрелые, каолинизированные и глинистые крупнозернистые. Совершенно выветрелые каолинизированные: порфириты, сиениты. Соль калийная. Туфы, затронутые выветриванием	340	1,35—1,50

Примечание. Остальные категории (X—XX) пород по данной классификации не приводятся, так как они не характерны для россыпных месторождений.

4. Классификация россыпей по технологическим признакам

Россыпи по ширине и глубине залегания разделяются следующим образом:

по ширине: очень узкие — менее 20 м, узкие — 20—50 м, средние — 50—150 м, широкие — 150—500, очень широкие — более 500 м;

по глубине залегания: мелкие — глубина менее 3 м, очень неглубокие — 3—6 м, неглубокие — 6—12 м, средней глубины — 12—20 м, глубокие — 20—50 м, очень глубокие — более 50 м.

Характеристика отвалов по степени трудности их повторной разработки приведена в табл. 9.

Размеры и глубина залегания россыпи предопределяют способ и систему разработки, применение тех или иных механизмов.

Учитывая это, составлены классификации вечномерзлых россыпей по ширине и глубине залегания с учетом особенностей технологии их разработки (табл. 10, 11).

Таблица 9

Характеристика отвалов ранее переработанных горных пород по степени трудности их повторной разработки [9]

Группа пород	Порода	Ориентировочный коэффициент разрыхления пород		Объемная плотность, кг/м³
		талых	мерзлых	
	Отвалы песков подземной добычи, состоящие из горных пород с небольшим содержанием ила и глины при нормальной влажности, выложенные на поверхность летом	1,25	1,35	1750—1950
	Навалы, состоящие из сыпучих несвязанных слабослежавшихся горных пород. Эфеля с содержанием ила и глины	1,20	1,30	1500—1900
	Отвалы обогатительных фабрик песковой фракции	1,10	1,30	1700—1900
	Отвалы песков подземной добычи, состоящие из горных пород с большим содержанием ила и глины при нормальной влажности, выложенные на поверхность летом. Галька	1,30	1,40	1800—2000
	Отвалы песков подземной добычи, состоящие из горных пород с небольшим содержанием ила и глины, выложенные на поверхность зимой. Галечно-эфельные отвалы с содержанием ила и глины. Навалы, состоящие из разнообразных горных пород, слежавшиеся или с содержанием глины	1,25	1,35	1750—1950
	Отвалы обогатительных фабрик песко-шламовой фракции	1,08	1,30	1900—2000

В этих классификациях не учтены особенности дражных и гидравлических работ, которые при разработке вечномерзлых россыпей имеют подчиненное значение.

Таблица 10

Классификация вечномерзлых россыпей по глубине залегания (по технологическим признакам)

Глубина залегания, м	Основной технологический признак	Характерные особенности разработки, связанные с глубиной	Категория россыпи	Примечания
До 4	Область открытых работ	Разработка бульдозерами и колесными скреперами по мере естественного оттаивания	Мелкого залегания	Отработка возможна без специальной подготовки за один летний сезон
4—8		Применение комбинированных схем вскрыши или мощных (250 л. с. и более) бульдозеров		Для отработки за один сезон необходима подготовка (оттайка, рыхление и т. д.)
8—15	Возможны оба способа работ	Для открытых работ — обязательна специальная подготовка. Для подземных — область применения сезонных шахт с небольшими запасами	Средней глубины залегания	Выбор способа производится только на основе технико-экономического расчета
15—30	Область подземных работ	Область применения сезонных шахт с максимально возможными запасами песков	Глубокие	Целесообразность сезонной или круглогодичной работы определяется расчетом
30—60		Область применения крупных шахт с круглогодичной работой		
Более 60		Во всех случаях обязательна организация подъема людей	Очень глубокие	

Таблица 11

Классификация вечномерзлых россыпей по ширине (по технологическим признакам)

Ширина россыпи, м	Технологические особенности разработки, связанные с шириной россыпи		Категория россыпи
	при открытой разработке	при подземной разработке	
До 20	Область применения экскаваторной вскрыши без перевалки	Управление кровлей поддержанием (кровля не склонна к деформациям)	Узкие
20—50	Применение 100-сильных бульдозеров на односторонней вскрыше	Разработка одиночными лавами или парными диагональными лавами	Средние
50—100	Применение комбинированных схем вскрыши. Двусторонняя бульдозерная вскрыша	Применение сплошных и столбовых систем разработки с парными лавами. Возможность заложения ствола в центре поля	Широкие
Больше 100	Необходимо разделение россыпи на продольные полосы	Большая возможность выбора размеров полей, систем разработки и места заложения вскрывающей выработки	Очень широкие

Глава II

ГИДРОМЕТЕОРОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ НЕКОТОРЫХ РАЙОНОВ

5. Климатическая характеристика некоторых районов

Гидрометеорологические условия ведения горных работ на россыпных месторождениях особенно важны для северо-восточных областей СССР. В табл. 12—17 приводятся характеристики гидрометеорологических, главным образом климатических, условий Магаданской области, Якутской АССР, районов Бодайбо, Северо-Енисейска, Свердловска и для сравнения — Житомира. Характеристика условий по Магаданской области может быть использована при оценке условий работ в северо-восточной части Якутской АССР.

Таблица 12

Распределение стока в году

Река, пункт	Площадь водосбора, км²	Распределение стока по месяцам, % от годового												Средний годовой модуль стока с 1 км², л/сек
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	
Малый Анюй, пос. Илирней	9 220	0	0	0	0	4,3	58,0	18,9	12,9	4,7	1,1	0,1	0	6,98
Амгуэма, устье руч. Шумного	26 700	0	0	0	0	1,1	43,8	16,9	17,7	8,1	1,8	0,5	0,1	10,6
Анадырь, пос. Новый Еропол	47 300	0,3	0,2	0,2	0,2	4,9	55,3	17,9	12,0	5,7	2,1	0,8	0,4	10,5

Таблица 13

Число дней со среднесуточной температурой воздуха —50° С и ниже

Станция	Месяц				Длительность наблюдений, лет
	XI	XII	I	II	
Илирней	0,1	1,9	0,4	0,4	3
Омолон	0,1	1,4	3,1	1,1	6
Сусуман	0,1	2,5	4,9	1,1	9
Сеймчан	0,04	1,5	3,2	0,5	5

Таблица 14

Климатические показатели по метеорологическим станциям Магаданской области

Показатели	Красноармейск	Шмидта	Илирней	Омолон	Танюрер	Сусуман	Ягодное
Средняя температура воздуха, °С:							
за год	—11,0	—12,1	—13,1	13,2	—8,9	13,6	11,5
январь	—27,5	—26,0	—32,6	—39,2	—26,0	—39,8	—35,1
июль	10,0	3,8	10,6	13,0	13,2	13,5	14,4
Даты перехода через 0° С среднесуточной температуры воздуха:							
весной	23.V	9.VI	25.V	15.V	24.V	12.V	13.V
осенью	16.IX	15.IX	17.IX	20.IX	28.IX	21.IX	25.IX
Продолжительность теплого периода года со среднесуточной температурой выше 0° С	115	97	114	127	126	131	134
Абсолютный минимум температуры воздуха, °С:							
январь	—48	—45	—57	—62	—54	—63	—55
июль	—4	—5	—2	—4	—0	—4	—4
за год	—48	—45	—58	—63	—54	—63	—57
Температура поверхности почвы (зимой — снежного покрова), °С:							
состав почвы	Глинистый щебень	Песчаная галька	Торфянистый песок, галька		Песчаная галька	Суглинистая галька	
июль:							
средняя	12	8	14	16	17	16	17
абсолютный максимум	41	37	50	52	49	53	49
абсолютный минимум	—4	—5	—3	—6	—2	—4	—6
за год:							

средняя	—12	—11	—14	—13	—8	—13	—11
абсолютный минимум	—52	—50	—61	—64	—55	—64	—59
Скорость ветра (месяц указан в скобках), м/сек:							
наибольшая среднемесячная	4,9 (VI)	7,4 (XI)	3,3 (VI, VII, X)	3,2 (VI)	6,7 (I)	3,2 (V)	2,0 (V)
наименьшая среднемесячная	2,7 (II, IX, X)	4,5 (VI)	2,4 (II, XII)	0,7 (II)	4,2 (IX)	1,7 (I, X)	1,3 (XII)
годовая	3,5	5,7	3,0	2,0	5,1	2,3	1,6
Относительная влажность воздуха, %:							
январь	79	85	77	76	79	73	76
июль	68	90	72	68	73	68	67
за год	76	88	77	73	78	71	71
Осадки, мм:							
годовые	353	172	277	305	—	314	414
сумма за XI—III мес.	148	—	87	101	—	60	101
сумма за IV—X мес.	205	—	190	204	248	254	313
Снежный покров:							
среднедекадная высота, см	30	45	—	—	—	44	67
наибольшая высота за зиму, см	56	76	—	—	—	66	98
средняя плотность, г/см³	0,26	0,29	—	—	—	0,18	0,19
Число дней со снежным покровом	243	267	246	227	227	225	225
Средняя дата образования устойчивого снежного покрова	28.IX	27.IX	2.X	8.X	16.X	1.X	3.X
Средняя дата схода снежного покрова	25.V	14.VI	2.VI	21.V	29.V	16.V	23.V
Число дней с туманами:							
среднее за год	10	88	6	18	18	59	—
наибольшее за год	19	104	—	—	31	94	—
Число дней с метелями:							
среднее за год	55	80	32	20	62	33	—
наибольшее за год	—	—	57	38	92	57	—

Таблица 15

Климатические показатели по метеорологическим станциям Якутской АССР

Показатели	Казачье	Депутатское	Батагай	Усть-Нера	Маршальский	Аллах-Юнь	Югаренок	Алдан
Средняя температура воздуха, °С:								
за год	—13,9	—15,2	—13,9	—15,3	—14,8	—13,9	—10,0	—6,2
январь	—37,4	—39,6	—45,8	—48,5	—47,1	—42,9	—38,8	—27,8
июль	11,0	12,1	15,2	15,5	14,9	14,6	16,2	16,8
Даты перехода через 0° С среднесуточной температуры воздуха:								
весной	28.V	22.V	10.V	7.V	11.V	11.V	5.V	3.V
осенью	23.IX	14.IX	25.IX	24.IX	22.IX	28.IX	2.X	2.X
Продолжительность теплого периода года со среднесуточной температурой выше 0° С	117	114	137	139	133	139	149	151
Абсолютный минимум температуры воздуха, °С:								
январь	—57	—45,0 *	—64	—66	—65	—63	—58	—51
июль	—1	—6,5	—2	—3	—4	—5	—3	0
за год	—58	—64	—64	—68	—65	—64	—58	—51
Температура поверхности почвы (зимой — снежного покрова), °С:								
состав почвы	Торф	—	Растительный перегной	Суглинок		Торф	Суглинок, галька	Каменистая с глиной
июль:								
средняя	12	—	17	18	17	17	18	19
абсолютный максимум	42	—	50	51	—	46	51	51
абсолютный минимум	—5	—	—6	—3	—5	—3	—4	—2
за год:								
средняя	—14	—	—14	—14	—17	—14	—10	—7

абсолютный минимум	—60	—	—66	—68	—68	—68	—62	—59
Скорость ветра (месяц указан в скобках), м/сек:								
наибольшая среднемесячная . .	4,5 (VI)	—	3,3 (V)	4,0 (IV)	2,0 (VI)	1,9 (V)	2,3 (V)	3,5 (IV)
наименьшая среднемесячная . .	2,5 (I)	—	1,0 (I)	1,0 (I)	0,4 (I)	0,4 (II, XII)	1,4 (VIII)	2,5 (VIII, IX)
годовая	3,3	—	2,1	2,7	1,1	1,2	1,7	2,9
Наибольшее число дней в году с ветром 15 м/сек	26	—	—	14	—	5	—	19
Относительная влажность воздуха, %:								
январь	80	75	73	70	73	78	73	78
июль	75	67	61	60	63	70	68	67
за год	80	73	67	66	69	73	68	72
Осадки, мм:								
годовые	313	275	200	274	271	334	376	682
сумма за XI—III мес.	88	48	43	48	51	36	67	153
сумма за IX—X мес.	225	227	157	226	220	298	309	529
максимум за сутки	66	—	—	32	—	53	53	75
Снежный покров:								
средняя высота, см	31	—	30	33	36	36	51	74
наибольшая высота за зиму, см	43	—	36	45	47	44	69	110
средняя плотность, г/см³ . . .	0,20	—	0,15	0,17	0,16	0,16	0,16	0,23
Число дней со снежным покровом	243	—	220	—	223	214	213	229
Средняя дата образования устойчивого снежного покрова	29.IX		3.X	—	6.X	9.X	12.X	8.X
Средняя дата схода снежного покрова	30.V	—	16.V	—	12.V	11.V	8.V	21.V
Число дней с туманами:								
среднее за год	31	5	18	90	20	22	17	20
наибольшее за год	54	—	36	—	—	33	34	45
Число дней с метелями:								
среднее за год	34	45	8	22	2	6	10	34
наибольшее за год	51	—	—	—	—	12	—	70

Средний минимум температуры воздуха.

Таблица 16

Продолжительность периода с температурой воды 7° С и выше

Река, пункт	Площадь водосбора, км²	Время перехода через 7° С		Продолжительность периода с температурой воды 7° С и выше, дни
		в сторону повышения	в сторону понижения	
Сусуман, пос. Тонгара . .	932	17.VI	30.VIII	74
Теньке (Тенька), выше устья р. Нелькоба . . .	1820	16.VI	5.IX	81
Большой Кэпэрвеем, устье руч. Сохатиный	1450	16.VI	13.VIII	58
Пыркакай, устье руч. Песцовый	103	7.VII	31.VII	24

Таблица 17

Климатическая характеристика некоторых районов открытых горных работ

Показатели	Бодайбо	Северо-Енисейск	Свердловск	Житомир
Средняя температура воздуха, °С:				
за год	—5,6	—4,0	1,2	6,8
январь	—31,8	—21,9	—15,3	—5,7
июль	17,9	16,2	17,4	18,9
Даты перехода температуры воздуха через 0° С:				
весной	25.IV	2.V	6.IV	18.III
осенью	10 X	6.X	20.X	23.XI
Продолжительность теплого периода года, дней	167	156	196	249
Абсолютный минимум температуры воздуха, °С:				
за год	—55,0	—52,0	—43,0	—35,0
январь	—	—52,0	—42,0	—35,0
июль	—	1,0	2,0	4,6
Скорость ветра, м/сек:				
наибольшая среднемесячная . .	—	4,2 (X)	4,4 (XI)	4,2 (II, III)
наименьшая среднемесячная . .	—	2,6 (VII)	2,9 (VIII)	2,5 (VII, VIII)
годовая	—	3,5	3,8	3,4
Относительная влажность воздуха, %:				
за год	75	74	72	78
январь	80	80	80	86
июль	74	68	68	70

Продолжение табл. 17

Показатели	Бодайбо	Северо-Енисейск	Свердловск	Житомир
Осадки, мм:				
за год	443	501	465	570
сумма за XI—III мес.	97	115	105	169
сумма за IV—X мес.	346	386	360	401
максимум за сутки	52	42	94	94
Снежный покров:				
средняя высота, см	54	60	—	17
наибольшая за зиму, см	76	82	69	65
средняя плотность, г/см³	0,18	0,24	0,19	0,26
Число дней с туманами (среднее за год)	68	15	35	56
Число дней с метелями (среднее за год)	12	76	44	15

Глава III

ГИДРОГЕОЛОГИЯ

6. Основные закономерности движения воды в пористой среде

Движение воды, как и всякой жидкости, происходит в направлении уменьшения давления. Гидростатическое давление P в любой точке жидкости, расположенной на глубине h, см от свободной поверхности, равно

$$P = P_0 + \rho g h,$$

где P_0 — давление на свободной поверхности жидкости, кгс/см²;
ρ — плотность воды, г/см³;
g — ускорение силы тяжести, см·сек².

Жидкость, движущаяся со скоростью v, имеет напор H, который определяется по уравнению Бернулли

$$H = \frac{P}{\rho g} + Z - \frac{v^2}{2g},$$

где Z — геометрическая высота над горизонтальной плоскостью сравнения, см.

Величина $\frac{v^2}{2g}$ носит название **скоростного напора**; сумму $\left(\frac{P}{\rho g} + Z\right)$ называют пьезометрическим напором. Общий, пьезометрический и скоростной напоры принято выражать в сантиметрах или метрах.

Поскольку обычно в породах скорость движения воды весьма невелика, то на практике скоростным напором обычно пренебрегают и общий напор приравнивают к пьезометрическому.

В гидравлике очень часто рассматривается величина пьезометрического уклона, или напорного градиента J, которая представляет собою производную напора по пути, взятую с обратным знаком:

$$J = -\lim_{\Delta S \to 0} \frac{\Delta H}{\Delta S} = -\frac{dH}{dS}.$$

Количество жидкости, протекающее через единицу сечения в единицу времени, называется скоростью фильтрации $v_ф$.

Основной закон фильтрации (закон Дарси) — скорость фильтрации прямо пропорциональна напорному градиенту:

$$v_ф = kJ,$$

где k — коэффициент пропорциональности, называемый коэффициентом фильтрации;

J — безразмерная величина, поэтому k имеет размерность скорости. В гидрогеологии коэффициент фильтрации принято выражать в м/сутки.

Скорость фильтрации не равна действительной скорости движения воды ($v_д$), так как жидкость фильтруется не по всему сечению потока, а только по части пор, не занятой связанной водой. Действительная скорость движения воды определяется выражением

$$v_д = \frac{kJ}{n},$$

где n — так называемая «активная пористость», т. е. отношение объема пор за вычетом объема связанной воды к общему объему породы. Так как n всегда меньше 1 (чаще всего 0,25—0,35), то скорость движения воды обычно в 3—4 раза больше скорости фильтрации.

Коэффициент фильтрации характеризует водопроницаемость пород. Он определяется их составом и строением, а также вязкостью жидкости, которая зависит от температуры. Коэффициент фильтрации тем больше, чем больше размер пор. Из нескальных пород наибольшей водопроницаемостью обладают грубообломочные, а наименьшей — тонкодисперсные.

По фильтрационным свойствам породы условно делят на водопроницаемые ($k > 1$ м/сутки), полупроницаемые ($1 > k > 0{,}001$ м/сутки) и **непроницаемые**, или **водоупорные** ($k < 0{,}001$ м/сутки).

Нередко при движении жидкость лишь частично заполняет поры (инфильтрация воды в зоне аэрации, фильтрация газированных жидкостей). В этом случае для оценки водопроницаемости пористой среды влажностью w служит формула

$$k_w = k\left(\frac{w - w_0}{w_n - w_0}\right)^{\alpha},$$

где k_w — коэффициент фильтрации при влажности w;
k — то же, при полном насыщении пор;
$w_п$ — полная влагоемкость грунта;
w_0 — содержание неподвижной воды в грунте;
α — показатель степени, изменяющийся (по данным различных авторов) от 3 до 4.

Различают установившееся и неустановившееся движение жидкости. При установившемся движении все гидравлические характеристики в любой точке потока остаются постоянными во времени. В практике гидрогеологических исследований приходится решать задачи как установившегося, так и неустановившегося движения.

Следует различать **напорное** и **безнапорное** движение подземных вод. Напорным называют движение фильтрационного потока без свободной поверхности, например движение артезианских вод. Решение задач о напорном движении подземных вод отличается наибольшей сложностью, что связано с рядом особенностей такого движения.

7. Основы классификации подземных вод

Происхождение, условия залегания, характер движения, минерализация и другие характеристики естественных подземных вод весьма многообразны. Существует много классификаций подземных вод по различным признакам.

По происхождению различают воды вадозные, ювенильные, ископаемые и смешанные. **К вадозным** относятся воды, поступающие в горные породы из атмосферы, поверхностных водоемов, а также образующиеся за счет конденсации водяных паров. **Ювенильные** воды имеют магматическое происхождение. **Ископаемыми** называют воды, сохранившиеся со времени осадконакопления. Шире всего распространены и имеют наибольшее значение вадозные воды.

Позразделение подземных вод по гидравлическим признакам и условиям залегания (по О. К. Ланге):

По гидравлическим признакам	Подвешенные	Нисходящие	Восходящие
По условиям залегания	Почвенные	Грунтовые	Межпластовые

Почвенные воды — залегают в самых верхних слоях литосферы, где удерживаются капиллярными силами.

Грунтовые воды — подземные воды, залегающие на первом от поверхности водоупоре (рис. 1, I). Они имеют свободную поверхность, называемую также зеркалом грунтовых вод.

Межпластовые — воды, перекрытые водонепроницаемыми отложениями, которые препятствуют инфильтрации. Для межпластовых вод возможно только «боковое» питание; они могут быть напорными и безнапорными. В первом случае межпластовые воды называют артезианскими (по Ланге — это межпластовые восходящие воды). Если такие воды вскрываются скважинами или колодцами, то они поднимаются по ним, а иногда изливаются на поверхность и фонтанируют.

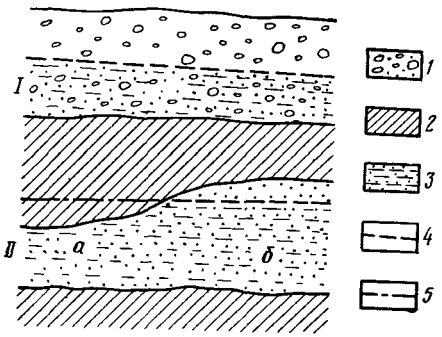


Рис. 1. Основные типы подземных вод по условиям залегания:

I — грунтовые воды; *II* — межпластовые воды; *а* — напорные (артезианские); *б* — безнапорные;
1 — водопроницаемые породы; *2* — водонепроницаемые породы; *3* — подземные воды; *4* — поверхность (зеркало) подземных вод; *5* — пьезометрический уровень межпластовых напорных вод.

По характеру движения воды разделяются на два основных типа:

фильтрационные, т. е. медленно текущие в капиллярно-пористой среде;

флюационные, движущиеся в крупных трещинах и полостях пород, подобно открытым потокам.

8. Подземные воды в районах распространения вечномерзлых пород

Подземные воды области вечной мерзлоты имеют особый характер (рис. 2).

Первой их отличительной особенностью является ограниченность инфильтрационного питания. Так как мерзлые породы представляют собою водоупор, то питание подземных вод осуществляется только через таликовые зоны.

Другая важная черта гидрогеологии этих районов — периодическое протаивание и промерзание водоносных горизонтов, залегающих наиболее близко к поверхности. В связи с этим движение подземных вод может прекращаться, из безнапорного становиться напорным и наоборот.

Наконец, необходимо отметить большую подвижность мерзлого водоупора, пространственное положение которого сильно зависит от конвективного теплообмена, вызванного движением подземных вод.

Воды области вечной мерзлоты классифицируют с учетом указанных особенностей.

Надмерзлотные воды залегают в талых слоях, подстилаемых многолетнемерзлыми породами; обычно они имеют свободный уровень летом, а в период промерзания приобретают напор. Различают надмерзлотные воды сезонноталого (деятельного) слоя и несквозных таликов.

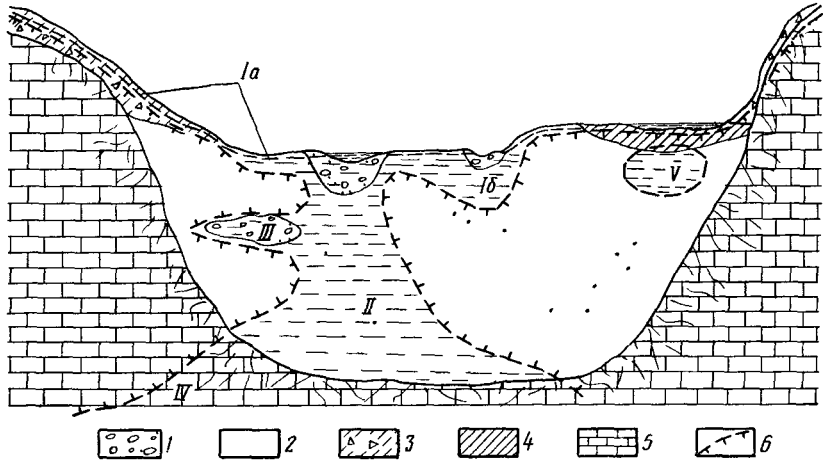


Рис. 2. Схема подразделения подземных вод области распространения многолетнемерзлых пород

Iа — надмерзлотные воды сезонноталого слоя, *Iб* — то же, несквозных (надмерзлотных) таликов *II* — воды сквозных таликов, *III* — межмерзлотные воды, *IV* — подмерзлотные воды *V* — внутримерзлотные воды *1* — гравий и галька, *2* — песок, *3* — щебенистая супесь *4* — суглинок, *5* — известняк, *6* — границы многолетнемерзлых пород

А. И. Калабин [6] предложил расчленить надмерзлотные воды по генетическим признакам. Он выделил: воды деятельного слоя междуречий горных районов, равнин и низменностей; воды замкнутых таликов речных долин надмерзлотного и подмерзлотного питания, воды замкнутых таликов конусов выноса, террас аллювиальных долин и воды подозерных таликов.

Воды сквозных таликов — расположены в талых породах, ограниченных сбоку мерзлыми толщами. Через таликовые зоны происходит питание и разгрузка всех типов подмерзлотных и межмерзлотных вод.

Межмерзлотные воды — приурочены к горизонтам, ограниченным сверху и снизу многолетнемерзлыми породами. Эти воды имеют гидравлическую связь с другими водами, движение их бывает как напорным, так и безнапорным.

Подмерзлотные воды — воды, залегающие в первом от подошвы мерзлой толщи водоносном горизонте. Различают подмерзлотные воды, близкие к мерзлой зоне, и воды глубокие. Среди глубоко расположенных подмерзлотных вод выделяют воды, отделенные от нижней поверхности многолетнемерзлых пород водопроницаемыми слоями и водонепроницаемой толщей. Нередко подмерзлотные воды, близкие к подошве мерзлой толщи, имеют повышенную минерализацию и отрицательную температуру.

Н. Н. Романовский [16] выделяет также **внутримерзлотные воды**, которые расположены в талых слоях или линзах, ограниченных со всех сторон многолетнемерзлыми породами. К их числу относятся, например, воды промерзающих несквозных таликов под термокарстовыми озерами.

Тепловое взаимодействие подмерзлотных вод с многолетнемерзлыми породами сложно и многообразно. Если направление движения подземных вод совпадает с направлением теплового потока, обусловленного теплопроводностью, то конвективный и кондуктивный потоки тепла суммируются.

Большой практический интерес представляют подмерзлотные воды, залегающие под маломощными мерзлыми толщами на небольшом удалении от областей питания. В этих случаях температура воды испытывает сезонные колебания, в связи с чем может наблюдаться заметная пульсация нижней границы многолетнемерзлых пород. Такие же явления могут происходить и на боковой границе многолетнемерзлых толщ. С этим обстоятельством особенно необходимо считаться при строительстве и эксплуатации шахт вблизи подмерзлотных, межмерзлотных и таликовых водоносных горизонтов.

Повышение эффективности теплообмена за счет конвективной составляющей широко используется при подготовке россыпей к драгированию с помощью гидравлических способов оттайки мерзлых песков.

9. Приток подземных вод к горным выработкам, водопонижение

Обводненность россыпных месторождений зависит от природных (естественных) факторов и искусственных мероприятий.

Эксплуатация сильнообводненных россыпей открытым или подземным способом в широких масштабах возможна только при условии предварительного осушения.

Количество воды, поступающее в горные выработки при небольшой глубине залегания россыпи, в значительной мере зависит от количества выпадающих атмосферных осадков. Эти осадки проникают на глубину до 100 м, обычно в первые дни после их выпадения. В карьеры осадки поступают сразу после выпадения и в дальнейшем

с небольшим отставанием в виде поверхностного стока со всей площади водосбора.

Обводнение горных выработок зависит от фильтрации открытых водотоков и водоемов, расположенных вблизи месторождения.

Значительное поступление воды в выработки может иметь место при подземной разработке месторождения с обрушением кровли, когда сдвижение горных пород достигает дневной поверхности и на ней появляются воронки, трещины и т. п. В этих случаях нельзя допускать на поверхности скопления воды и стока вод с окружающей площади к зонам обрушения.

Прогнозирование притоков воды в горные выработки осуществляется: по гидрогеологическим аналогиям, по водному балансу, по формулам динамики подземных вод [1].

При определении притоков по гидрогеологическим аналогиям сопоставляются условия вновь проектируемой шахты и действующей (или действовавшей), и, если эти условия сходны, тогда для новой шахты принимаются притоки, наблюдавшиеся на старой. Этот метод является приближенным.

Определение водопритоков по водному балансу более точно и применяется для месторождений, разрабатываемых открытым способом или же неглубокими подземными выработками.

Общий приток воды в горные выработки в этом случае определяется как сумма притоков из статических запасов воды в осушаемой части водоносного слоя, находящейся в пределах площади горных выработок и образовавшейся воронки депрессии, и атмосферных осадков, питающих подземный сток в пределах той же площади:

$$Q_{\text{общ}} = \frac{\mu H}{T}(W + 0{,}33LR) + \frac{\varphi A}{365}(LR + W),\ \text{м}^3/\text{сутки},$$

где μ — водоотдача в долях единицы;

H — средняя мощность осушаемой части водоносного слоя, м;

T — время осушения, сутки;

W — площадь осушаемого участка, м^2;

L — периметр участка осушения по внешней границе карьера, м;

R — радиус влияния, считая от внешней границы выработки, м;

φ — коэффициент подземного стока в долях единицы;

A — годовое количество атмосферных осадков, м или м^3/м^2.

Приближенно приток можно определить умножением коэффициента фильтрации водоносного пласта k, м/сутки, на гидравлический градиент J и площадь поперечного сечения водоносного горизонта F, м^2, обводняющего горные выработки в процессе эксплуатации, т. е. $Q = kJF$, м^3/сутки.

Величина водопритока в подземные горные выработки зависит от характера питания водоносных горизонтов, водопроницаемости

пород и ее изменения в вертикальном и горизонтальном направлениях, конфигурации выработок, изменения режима подземных и поверхностных вод под влиянием горнопроходческих и осушительных работ, продвижения выработок во времени.

Основные из этих параметров определяются в результате заложения разведочных скважин и производства опытных откачек.

Для определения ожидаемого максимального водопритока можно использовать формулы Дюпюи.

Для шахт, прорезающих безнапорный водоносный горизонт,

$$Q = 1{,}37\,\frac{k\,(H^2 - h^2)}{\lg R - \lg r},\ \text{м}^3/\text{сутки},$$

где k — коэффициент фильтрации, м/сутки;

H — мощность водоносного слоя до откачки, м;

h — высота столба воды в шахтном стволе, считая от водоупора, м;

R — радиус влияния, м;

r — радиус шахтного ствола, м.

Приток в шахту, прорезающую напорный водоносный слой, определяется по формуле

$$Q = 2{,}73\,\frac{kM\,(H - h)}{\lg R - \lg r},\ \text{м}^3/\text{сутки},$$

где M — мощность водоносного слоя, м;

H — высота пьезометрического уровня, измеряется от подошвы водоносного слоя, м.

В случае перехода напорного потока в безнапорный для определения притока воды применяется формула

$$Q = 1{,}37\,\frac{k\,(2HM - M^2 - h^2)}{\lg R - \lg r},\ \text{м}^3/\text{сутки}.$$

Таблица 18

Коэффициент фильтрации

Порода	Коэффициент фильтрации k, м/сутки
Гравий	200—100
Гравий с песком	150—75
Песок крупнозернистый гравелистый	100—50
Песок:	
крупнозернистый	75—25
среднезернистый	25—10
мелкозернистый	10—5
мелкозернистый глинистый	5—1

Таблица 19

Водоотдача пород

Порода	Водоотдача, доли единицы
Тонкозернистые пески и супеси	0,10—0,15
Мелкозернистые и глинистые пески	0,15—0,20
Среднезернистые пески	0,20—0,25
Крупнозернистые и гравелистые пески	0,25—0,35
Песчаники на глинистом цементе	0,02—0,05
Известняки трещиноватые	0,008—0,10

Данные о коэффициентах фильтрации приведены в табл. 18. Средние значения водоотдачи некоторых пород [22] приведены в табл. 19.

Для общей характеристики водопритока в горные выработки в шахтной гидрогеологии введена особая единица измерения — коэффициент водообильности $K_в$:

$$K_в = \frac{V}{P_1},$$

где V — количество откачиваемой воды, м³/сутки;

P_1 — количество добытого за сутки полезного ископаемого (горной массы), т.

При слабой обводненности коэффициент водообильности колеблется от 0,5 до 1; в шахтах средней обводненности он повышается до 2—3, а в шахтах сильнообводненных — до 15—30.

Так как золотоносные россыпи залегают, как правило, в долинах рек, на незначительной глубине, в малоустойчивых обводненных породах, то при разработке россыпей обычно необходимы отвод поверхностных вод от площадей разработки и предварительное осушение.

Глава IV

ИНЖЕНЕРНОЕ МЕРЗЛОТОВЕДЕНИЕ

10. Общие понятия и терминология

В мерзлотоведении все породы принято подразделять прежде всего по агрегатному состоянию воды и температурным признакам.

Мерзлыми называются горные породы (почвы, грунты) с отрицательной или нулевой температурой, в которых хотя бы часть воды содержится в виде льда.

Породы, имеющие отрицательную температуру и не содержащие льда, называются м о р о з н ы м и. К ним могут относиться сухие галечники, скальные породы и т. п. Свойства таких пород ничем не отличаются от талых, но их тепловое воздействие на подземные коммуникации и другие сооружения ближе к влиянию мерзлых.

Талыми называются породы с положительной температурой. Иногда выделяют немерзлые, т. е. никогда не промерзавшие породы.

Лед рассматривается как породообразующий минерал мерзлых пород. В связи с тем, что температура верхних горизонтов литосферы довольно часто переходит через точку плавления льда, мерзлые породы весьма динамичны и существуют различное время.

По длительности мерзлого состояния породы делятся на кратковременномерзлые (часы, сутки), сезонномерзлые (месяцы) и вечномерзлые или многолетнемерзлые (годы, сотни и тысячи лет). Существуют промежуточные формы. Так, сезонномерзлые породы могут не оттаять в течение одного или нескольких аномально холодных сезонов. Их называют перелетками. Термин «многолетнемерзлые породы» (грунты, почвы) применяется наравне с понятиями «вечная мерзлота», «вечномерзлые породы» и даже начинает вытеснять их.

Многолетнемерзлые породы покрывают огромные площади. Ими занято примерно 25% всей суши земного шара и около 47% территории Советского Союза.

Различают сплошное и островное распространение мерзлых пород по площади, хотя эти понятия достаточно условны. Даже в суровых северных районах встречаются на сравнительно небольших площадях талые породы.

Талики разделяются на с к в о з н ы е, т. е. пронизывающие всю толщу многолетнемерзлых пород от верхней до нижней границы, и н а д м е р з л о т н ы е, или н е с к в о з н ы е. Встречаются также талики межмерзлотные и внутримерзлотные. Разница между ними состоит в том, что внутримерзлотные талики ограничены многолетнемерзлыми породами со всех сторон, а межмерзлотные — сверху и снизу (иногда также по одной из боковых сторон).

Строение многолетнемерзлых толщ по вертикали бывает сплошным и прерывистым.

Если верхняя граница многолетнемерзлых пород совпадает с подошвой слоя сезонного протаивания, то многолетнемерзлая толща называется с л и в а ю щ е й с я. Если же глубина зимнего промерзания не достигает верхней границы многолетнемерзлой толщи, эта толща называется н е с л и в а ю щ е й с я.

На обширных территориях Западной Сибири, в поймах многих крупных рек Сибири, Севера и Северо-Востока СССР толщи многолетнемерзлых пород разделены талыми слоями. Такие мерзлые толщи называют с л о и с т ы м и.

11. Расчет глубины протаивания

Для расчета глубины протаивания ξ пользуются приближенными формулами. Наиболее часто применяется формула Стефана — Крылова

$$\xi = \sqrt{\frac{2\lambda t_0 T}{Q_0 + \frac{c_т t_0}{2}}},$$

где λ — теплопроводность талых пород, ккал/м·ч·°С;

t_0 — температура поверхности, °С;

T — время оттаивания, ч;

Q_0 — теплота плавления льда, содержащегося в единице объема породы, ккал/м³;

$c_т$ — объемная удельная теплоемкость талых пород, ккал/м³·°С.

Формула не учитывает отток тепла в мерзлую зону и непостоянство температуры поверхности во времени. В расчетах нужно использовать среднее значение t_0 за время оттаивания.

Изменение агрегатного состояния воды в грунте (породе) при его замерзании и оттаивании сопровождается заметным изменением теплофизических свойств. Теплопроводность мерзлого грунта больше, чем талого, и зимой грунт охлаждается легче, чем нагревается летом. Это приводит к понижению среднегодовой температуры подошвы слоя сезонного протаивания по сравнению с его поверхностью на величину температурной сдвижки [5].

При определении устойчивости подземных выработок необходимо учитывать периодические изменения температуры мерзлых толщ. Они вызваны температурными колебаниями на поверхности горных пород, возникающими под влиянием переменной интенсивности основных источников тепловой энергии. Амплитуда колебаний температуры грунта A_x быстро убывает с глубиной. По В. А. Кудрявцеву [7], на подошве сезонноталого слоя A_X численно равна абсолютной величине среднегодовой температуры грунта (пород) $t_{ср}$, а ниже может быть выражена известной формулой Фурье:

$$A_x = |t_{ср}|\, e^{-X\sqrt{\frac{\pi}{aT_к}}},$$

где X — расстояние от подошвы сезонноталого слоя, м;

a — коэффициент температуропроводности мерзлого грунта, $a = \frac{\lambda}{c_{об.м}}$, м²/ч;

$c_{об.м}$ — объемная теплоемкость мерзлого грунта (пород), ккал/м³·°С;

$T_к$ — период колебаний, ч.

Ниже подошвы сезонноталого слоя распространяются только годовые и многолетние колебания, причем последние даже на поверхности имеют небольшую амплитуду. Принято выделять так называемый слой годовых (сезонных) колебаний температуры горных пород, на подошве которого амплитуда составляет 0,1° С. Мощность его (Z) приближенно определяется из выражения

$$Z = \xi + \sqrt{\frac{aT}{\pi}} \ln \frac{|t_{ср}|}{0{,}1},$$

где ξ — глубина сезонного протаивания, м;

T — 1 год (8760 ч).

Отсюда очевидно, что годовые колебания проникают тем глубже, чем больше коэффициент температуропроводности и чем больше отличается от нуля среднегодовая температура пород у подошвы сезонноталого слоя.

12. Строение мерзлых горных пород (грунтов)

В строении горных пород различают структуру и текстуру. **Структурой** называется совокупность особенностей строения породы, обусловленная размером, формой и ориентировкой ее компонентов. Под **текстурой** понимают характер относительного расположения составных частей породы. Текстура характеризует более крупные черты строения пород, а структура — мелкие.

В скальных породах лед заполняет трещины и пустоты и рассматривается как самостоятельная горная порода. Для рыхлых пород П. А. Шумский предложил геологическую характеристику структуры дополнять описанием типа и структуры льда, являющегося в данном случае породообразующим минералом.

Типы льда-цемента подразделяют по характеру заполнения пор: **контактный** лед расположен только на контакте минеральных частиц; **пленочный** лед обволакивает поверхность частиц, часть пор остается незаполненной; **поровый** лед заполняет поры целиком; **базальный** лед не только заполняет поры, но и разобщает минеральные частицы.

Текстурообразующим признаком мерзлых пород является характер расположения льда. В ходе промерзания влажных грунтов наблюдаются изменение объема, миграция влаги к фронту промерзания и ряд других процессов. Поэтому по особенностям льдовыделения можно судить об условиях промерзания.

Основными видами мерзлотных (криогенных) текстур пород являются массивная, слоистая и ячеистая (сетчатая).

Массивная текстура характеризуется равномерным распределением льда-цемента в порах грунта (породы). Такая текстура типична

для песчаных и крупнообломочных пород, в которых миграция влаги к фронту промерзания проявляется слабо.

В тонкодисперсных грунтах массивная текстура является признаком их весьма быстрого промерзания.

Иногда выделяют **базальную текстуру,** при которой частицы минерального скелета разделены льдом. Оттаивание грунтов с базальной текстурой сопровождается значительной объемной усадкой.

Слоистые текстуры обусловлены чередованием прослоев и линз мерзлой породы и льда.

Ячеистые (сетчатые) текстуры отличаются от слоистых наличием правильной системы вертикальных трещин, заполненных льдом.

Как правило, максимальное содержание льда имеют мерзлые грунты слоистой и сетчатой текстуры.

13. Прочность мерзлых пород в зависимости от состава, времени и температуры

Согласно строительным нормам и правилам рыхлые горные породы по гранулометрическому составу подразделяются на следующие разновидности:

крупнообломочные, содержащие более 50% по весу обломков кристаллических или осадочных пород с частицами размером более 2 мм;

песчаные, сыпучие в сухом состоянии, содержащие менее 50% по весу частиц крупнее 2 мм;

пылевато-глинистые связные породы с числом пластичности $w_п \geqslant$ $\geqslant$ 1, содержащие менее 10% частиц размером более 2 мм.

Прочностные и деформативные свойства рыхлых горных пород необходимо учитывать при выборе системы и способов разработки месторождений полезных ископаемых, при расчетах устойчивости бортов карьеров и сдвижений масс горных пород, при расчетах устойчивости и деформации целиков и кровли подземных горных выработок, а также при выборе оптимальных условий параметров паспортов крепления (табл. 20—21).

Прочность талых пород зависит от гранулометрического состава, влажности, структурных и текстурных особенностей. Сопротивления сжатию и разрыву талых рыхлых пород, кроме связных глинистых и пылевато-глинистых, близки к нулю.

Значения коэффициентов Пуассона μ (СНиП II-Б. 1—62)

Порода	Значение μ
Крупнообломочные	0,27
Пески и супеси	0,30
Суглинки	0,35
Глины	0,42

Таблица 20

Нормативные и расчетные характеристики песчаных и глинистых пород

(c — сцепление, кгс/см^2 и φ — угол внутреннего трения, град.) по СНиП II Б 1—62

Породы		Характеристика	Характеристика пород при коэффициенте пористости ε											
			0,41—0,50		0,51—0,60		0,61—0,70		0,71—0,80		0,81—0,95		0,96—1,10	
			Нормативные	Расчетные	Нормативные	Расчетные	Нормативные	Расчетные	Нормативные	Расчетные	Нормативные	Расчетные	Нормативные	Расчетные
Песчаные породы	Гравелистые и крупные	c	0,02	—	0,01	—	—	—	—	—	—	—	—	—
		φ	43	41	40	38	38	36	—	—	—	—	—	—
	Средней крупности	c	0,03	—	0,02	—	0,01	—	—	—	—	—	—	—
		φ	40	38	38	36	35	33	—	—	—	—	—	—
	Мелкие	c	0,06	0,01	0,04	—	0,02	—	—	—	—	—	—	—
		φ	38	36	36	34	32	30	—	—	—	—	—	—
	Пылеватые	c	0,08	0,02	0,06	0,01	0,04	—	—	—	—	—	—	—
		φ	36	34	34	32	30	28	—	—	—	—	—	—
Глинистые породы при влажности на границе раскатывания w, %	9,5—12,4	c	0,12	0,03	0,08	0,01	0,06	—	—	—	—	—	—	—
		φ	25	23	24	22	23	21	—	—	—	—	—	—
	12,5—15,4	c	0,42	0,14	0,21	0,07	0,14	0,04	0,07	0,02	—	—	—	—
		φ	24	22	23	21	22	20	21	19	—	—	—	—
	15,5—18,4	c	—	—	0,50	0 19	0,25	0,11	0,19	0,08	0,11	0,04	0,08	0,02
		φ	—	—	22	20	21	19	20	18	19	17	18	16
	18,5—22,4	c	—	—	—	—	0,68	0,28	0,34	0,19	0,28	0,10	0,19	0 06
		φ	—	—	—	—	20	18	19	17	18	16	17	15
	22,5—26,4	c	—	—	—	—	—	—	0,82	0,36	0,41	0.25	0,36	0,12
		φ	—	—	—	—	—	—	18	16	17	15	16	14
	26,5—30,4	c	—	—	—	—	—	—	—	—	0,94	0,40	0,47	0,22
		φ	—	—	—	—	—	—	—	—	16	14	15	13

Таблица 21

Сопротивление глин сжатию в зависимости от влажности

Влажность, %	Коэффициент пористости	Временное сопротивлению сжатию, кгс/см²
26,9	0,79	1,86
23,2	0,68	6,2
14,6	0,49	34,8
12,8	0,52	40,2
3,0	0,48	52,0

Мерзлые горные породы обладают более высокой прочностью по сравнению с талыми вследствие цементации твердых скелетных частиц льдом.

Наличие в мерзлой породе вязких компонентов (льда и незамерзшей воды) обусловливает развитие в ней в напряженном состоянии реологических процессов — нарастания деформации во времени при постоянной нагрузке (ползучесть), расслабления во времени напряжений при фиксированной деформации (явление релаксации) и снижения сопротивления нагрузкам (снижение прочности) при их длительном воздействии (табл. 22—24).

Таблица 22

Мгновенное $\sigma_{мгн}$ и предельно длительное $\sigma_{дл}$ сопротивление разрыву мерзлых суглинистых и супесчаных пород естественного сложения [2]

Порода	Влажность, %	Температура, °С	$\sigma_{мгн}$, кгс/см²	$\sigma_{дл}$, кгс/см²
Суглинок тяжелый пылеватый	36	—4,2	23,5	1,7—1,8
Суглинок легкий пылеватый	30	—4,0	20,4	1,6—1,7
Супесь легкая пылеватая	31	—4,3	20 0	1,8
Супесь тяжелая пылеватая	30	—4,6	—	1,7—1,8
То же	28	—3,7	23,1	1,4—1,5

Прочностные и деформативные свойства мерзлых горных пород зависят от температуры, времени воздействия нагрузки, влажности, концентрации растворенных солей, гранулометрического и петрографического составов, структуры и текстуры.

Прочностные свойства мерзлых крупнообломочных горных пород для одинаковых промежутков времени воздействия нагрузки и постоянной температуры определяются в первую очередь физико-механическими свойствами заполнителя, его влажностью и соотношением крупнообломочной (>2 мм) и мелкозернистой фракций.

Таблица 23

Физико-механические характеристики мерзлых крупнообломочных пород естественного сложения

Порода	Фракции, %		Влажность, %		Объемная масса, г/см³	
	>2 мм	<2 мм	порода	заполнителя	породы	заполнителя
Супесчаный щебень	43,4—63,0	37,0—56,6	12,6—15,7	25,9—38,0	2,12—2,19	1,76—1,94
Песчаный галечник	57,0—79,0	20,9—43,0	7,4—14,0	25,8—43,9	2,16—2,40	1,71—1,94
Щебень и дресва с песчаным заполнителем	71,3—86,7	13,3—28,7	6,1—12,2	21,2—87,6	2,12—2,38	1,42—2 02
Гравий и галька с песчаным заполнителем	71,7—85,2	14,8—28,3	10,0—14,6	39,5—89,7	2,08—2,24	1,42—1,75

Продолжение табл. 23

Порода	Пористость		Температура, °С	Одноосное сжатие *, кгс/см²		Сцепление *, кгс/см²		Угол внутреннего трения *	
	породы	заполнителя		$\sigma_{вр}$	$\sigma_{дл}$	$C_{вр}$	$C_{дл}$	$\varphi_{вр}$	$\varphi_{дл}$
Супесчаный щебень	0,27—0,31	0,43—0,53	—5	—	—	—	7,0	32° 20′	28° 30′
			—2	—	—	—	4,4	—	25°
			—10	65—70	26,8	—	—	—	—
Песчаный галечник	0,17—0,28	0,43—0,56	—7,3	48,4	22	—	—	—	—
Щебень и дресва с песчаным заполнителем	0,15—0,26	0,38—0 72	—7,1	47,4	18	—	—	—	—
			—16	53	26				
Гравий и галька с песчаным заполнителем	0,22—0,31	0,54—0,72	—5	—	—	7,6	4,3	29° 45′	21° 50′

* Индекс «вр» относится к характеристикам прочности при времени действия нагрузки около двух минут.

Таблица 24

Физико-механические характеристики замороженных крупнообломочных пород

Порода	Фракция, %		Влажность, %		Объемная масса, г/см³		Пористость	
	> 2 мм	< 2 мм	породы	заполнителя	породы	заполнителя	породы	заполнителя
Гравий с галькой	100	—	17,71	—	2,04	—	0,33	—
Гравий и галька с примесью супеси	95	5	16,69	333,90	2,07	1,09	0,32	0,91
Гравий и галька с супесчаным заполнителем . .	80	20	14,63	73,40	2,13	1,49	0,29	0,68
Гравий и галька плотного сложения с супесчаным заполнителем	70	30	12,27	40,88	2,18	1,73	0,26	0,55
Супесчаный гравий с галькой	52	48	12,93	26,91	2,18	1,91	0,27	0,45
Песчаный гравий с галькой	52	48	12,95	27,00	2,17	1,90	0,28	0,44
Суглинистый гравий с галькой	52	48	13,64	28,37	1,16	1,89	0,28	0,45

В основу подразделения мерзлых крупнообломочных горных пород на разновидности положена зависимость их прочностных и деформативных свойств от гранулометрического состава.

Для пород, крупнообломочная фракция в которых составляет не менее 70% общего веса минерального скелета, прочностные и деформативные свойства определяются главным образом соотношением крупнообломочной и мелкозернистой фракции. Поэтому наименование таких горных пород начинается с характеристики крупных обломков. Например, гравий и галька с песчаным заполнителем.

Для пород, крупнообломочная фракция в которых составляет менее 70% общего веса минерального скелета, прочностные и деформативные свойства определяются в основном составом заполнителя (мелкозернистой фракции). Название таких горных пород начинается соответственно с характеристики заполнителя. Например, песчаный гравий с галькой или суглинистый щебень.

Снижение во времени T прочности мерзлых влагонасыщенных крупнообломочных пород описывается зависимостью

$$\left(\frac{\sigma_1-\sigma_{дл}}{\sigma_2-\sigma_{дл}}\right)^{\alpha}=\frac{T_2}{T_1}, \quad \begin{matrix}\sigma_2>\sigma_{дл},\\ \sigma_1>\sigma_{дл},\end{matrix}$$

где σ_1 и σ_2 — нагрузки (кгс/см^2), вызывающие переход в стадию прогрессирующего течения соответственно через время T_1 и T_2, ч;

$\sigma_{дл}$ — предел длительной прочности, кгс/см^2;

α — показатель нелинейности, равный 0,4.

Рекомендуется σ_1 принимать равной нагрузке, вызывающей разрушение через 1 ч. Данная зависимость позволяет рассчитать предельную нагрузку σ_2 по заданному времени T_2 либо, наоборот, срок устойчивости нагруженных пород, например в целике или массиве, по заданному напряжению. Зависимость справедлива как для напряжений одноосного сжатия, так и для сдвигающих или растягивающих напряжений. Этой зависимостью и данными табл. 23—24 можно также пользоваться для расчетного обоснования выбора пролетов кровли над очистными горными выработками, определяя для ряда последовательных моментов времени напряжения в наиболее опасных зонах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ, РЕКОМЕНДУЕМОЙ К РАЗДЕЛУ I

1. Абрамов С. К., Скиргелло О. Б. Осушение шахтных и карьерных полей. М., «Недра», 1968.
2. Вялов С. С. Реологические свойства и несущая способность мерзлых грунтов. М., АН СССР, 1959.
3. Вялов С. С., Городецкий С. Э. и др. Прочность и ползучесть мерзлых грунтов и расчеты ледогрунтовых ограждений. М., изд. АН СССР, 1962.
4. Гольдтман В. Г. Опыт низковольтного оттаивания на дражном полигоне. Тр. ВНИИ-1, т. XXVIII. Магадан, 1968.
5. Достовалов Б. Н., Кудрявцев В. А. Общее мерзлотоведение. М., изд. МГУ, 1967.
6. Калабин А. И. Вечная мерзлота и гидрогеология Северо-Востока СССР. Тр. ВНИИ-1, т. XVIII. Магадан, 1960.
7. Кудрявцев В. А. О годовых колебаниях температур в горных породах. Сб. «Мерзлотные исследования», вып. 1. М., изд. МГУ, 1961.
8. Лукьянов В. С., Головко М. Д. Расчет глубины промерзания грунтов. М., Трансжелдориздат, 1957.
9. Лешков В. Г. Справочник дражника. М., «Недра», 1968.
10. Ланге О. К. Основы гидрогеологии. М., изд. МГУ, 1958.
11. Основы геокриологии (мерзлотоведения), ч. I и II. М., изд. АН СССР, 1959.
12. Пиннекер Е. В. Подземные воды и характер осушения Ленских приисков. «Советская геология», 1960, № 11.
13. Павловский Н. И. Гидравлический справочник. М., ОНТИ, 1937.
14. Полубаринова-Кочина П. Я. Теория движения грунтовых вод. М., Гостехиздат, 1952.
15. Редькин В. К. О расчете и нормировании параметров заземлений и земляной защиты в районах вечной мерзлоты. Тр. ВНИИ-1, т. XXIII. Магадан, 1963.
16. Романовский Н. Н. Схема подразделения подземных вод области распространения многолетнемерзлых пород. «Региональная гидрогео-

логия и ресурсы подземных вод Сибири и Дальнего Востока», вып. II. Иркутск, изд. СО АН СССР, 1966.
17. Сергеев Е. М. Грунтоведение. М., изд. МГУ, 1959.
18. Седенко М. В. Основы гидрогеологии и инженерной геологии. М., Госгортехиздат, 1961.
19. Справочник по климату СССР, вып. 33, ч. II, Л., Гидрометеоиздат, 1966.
20. Справочник по климату СССР, вып. 33, ч. III, Л., Гидрометеоиздат, 1968.
21. Справочник по климату СССР, вып. 24, ч. II, Л., Гидрометеоиздат, 1966.
22. Скирегелло О. Б. Проектирование водопонижения при проходке шахтных стволов. М., Углетехиздат, 1954.
23. Тайбашев В. Н. Некоторые физико-механические свойства мерзлых щебенистых суглинков. Тр. ВНИИ-1, т. XXII. Магадан, 1963.
24. Тайбашев В. Н. Некоторые новые прочностные и тепловые характеристики многолетнемерзлых щебенистых и галечных грунтов. Тр. ВНИИ-1, т. XXIV. Магадан, 1965.
25. Тайбашев В. Н. Механические и теплофизические характеристики многолетнемерзлых галечных и илистых грунтов. Тр. ВНИИ-1, т. XXV. Магадан, 1966.
26. Толстихин Н. И. Подземные воды мерзлой зоны литосферы. М., Госгеолиздат, 1941.
27. Шевяков Л. Д. Разработка месторождений полезных ископаемых. М., Госгортехиздат, 1963.
28. Шумский П. А. Основы структурного ледоведения. М., изд. АН СССР, 1955.
29. Якупов В. С. Электропроводность и геоэлектрический разрез мерзлых толщ. Тр. СВ КНИИ СО АН СССР, вып. 20. Магадан, 1968.

РАЗДЕЛ II

ГЕОЛОГИЯ И РАЗВЕДКА

Глава I

КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ О ГЕОЛОГИИ РОССЫПЕЙ

1. Общие сведения

Россыпи являются вторичными месторождениями, так как они образуются в результате разрушения пород и рудных тел, содержащих полезные минералы.

В россыпях в виде зерен или кристаллов сохраняются минералы, наиболее устойчивые к процессам выветривания и имеющие большой удельный вес, — золото, платина, касситерит, вольфрамит, шеелит, ильменит, монацит, циркон, рутил, танталит, колумбит, алмаз и др.

Золото. Россыпное золото представляет собой мягкий ковкий металл. Оттенки золота зависят от наличия примесей. Серебро придает золоту зеленоватый оттенок, медь — красноватый.

Иногда золото покрыто окислами железа и имеет черный или буроватый цвет (золото в «рубашке»). Самородное золото в большинстве случаев содержит в виде изоморфной примеси серебро (обычно от 4 до 15% по весу). Более богатые серебром разности (свыше 15%) называются электрумом.

К разновидностям золота относятся: купроаурит — медистое золото с содержанием меди до 20% (по весу); порпецит — палладистое золото с содержанием палладия от 5 до 11% и серебра до 4%; висмутоаурит — висмутистое золото с содержанием висмута в твердом растворе до 4%.

Твердость золота 2,5—3. Удельный вес шлихового золота 15,6—18,3 (для чистого золота — 19,3).

Золото в россыпях встречается в виде зерен, пластинок, табличек, проволочек, чешуек и очень редко в виде хорошо образованных кристаллов. Размеры их самые различные — от микроскопических до самородков весом несколько килограммов и даже десятков килограммов.

Спутники золота в россыпях зависят от состава пород и руд, в которых было заключено первичное золото. Из минералов повышен-

ного удельного веса наиболее часто встречаются магнетит, лимонит, ильменит, циркон, гранаты, касситерит. Очень часто золото встречается в сростках с кварцем.

Платина. Представлена главным образом поликсеном (платина — 80—88%; железо — 9—11%). Известны следующие разновидности: иридистая платина — с содержанием иридия до 7%; палладистая платина — с содержанием палладия 0,1—1,0%, иногда до 7%; родистая платина — с содержанием родия 0,1—0,5%, иногда до 4—5%; никелистая платина — с содержанием никеля до десятых долей процента; купроплатина — с содержанием меди 7,7—14%. По форме частиц платина обычно представлена неправильными зернами, иногда хорошо выраженными кристаллами кубической сингонии.

Цвет платины от серебряно-белого до стально-черного. Твердость 4—4,5, у богатых иридием разностей — до 6—7. Обладает ковкостью. Излом крючковатый. Удельный вес 15—19. Размеры зерен колеблются обычно от 0,2 до 2 мм, хотя встречаются самородки весом несколько килограммов.

Совместно с платиной встречаются минералы группы осмистого иридия. Спутники платины: хромит, магнетит, ильменит, оливин, пироксен.

Касситерит (оловянный камень) — единственно промышленный минерал олова. Почти постоянно в касситерите присутствуют примеси железа, тантала, ниобия, титана, марганца и вольфрама. Встречается в виде неправильных зерен и хорошо образованных кристаллов, реже в виде желваков и натечных форм (так называемый «деревянистый касситерит»). Обычно окрашен примесями в цвета темно-бурые — до смоляно-черного. Совершенно бесцветные разности очень редки. Твердость 6—7. Хрупок. Излом чаще раковистый. Удельный вес 6,8—7,0. Немагнитен.

Главные спутники касситерита в россыпях, образовавшихся из коренных источников пегматитового типа, — тантало-ниобаты, лепидолит, сподумен, турмалин, берилл; в россыпях, образовавшихся из коренных источников кварцево-касситеритового типа, — вольфрамит, топаз, турмалин, флюорит, берилл, шеелит.

Вольфрамит. Находится обычно в виде обломков кристаллов и неправильных зерен различной формы. Цвет буровато-черный. Твердость 4,5—5,5. Хрупкий. Удельный вес 6,7—7,5. По мере удаления от коренного источника крупность быстро уменьшается. Объясняется это хрупкостью минералов.

Шеелит. Присутствует чаще всего в виде окатанных обломков кристаллов. Обычно окрашен в серый, желтый, зеленовато-желтый или бурый цвет, редко бывает бесцветен. Твердость 4,5. Хрупкий. Излом неровный. Удельный вес 5,8—6,2.

Ильменит. В качестве изоморфных примесей может содержать магний и марганец. В россыпях представлен мелкими окатанными или неправильными зернами. Цвет железно-черный или стально-серый. Твердость 5—6. Удельный вес 4,72. Слабомагнитен. В воде приобретает характерную стальную окраску.

Рутил. Имеет форму округлых или неправильных зерен, часто с заметной штриховкой или ребристостью вдоль граней призмы. Цвет обычно темно-желтый, бурый, красный и черный. Блеск алмазный. Твердость 6. Хрупкий. Удельный вес 4,2—4,3.

Колумбит-танталит. Содержится в виде кристаллов, но чаще в форме окатанных зерен или пластинок неправильной формы. Цвет от черного до буровато-черного. Излом раковистый, блеск полуметаллический. Твердость 6. Хрупкий. Удельный вес 5,15—8,20.

Циркон. Содержит в виде примесей уран и торий (циртолит), тантал и ниобий (наэгит), иногда — редкие земли, олово, бериллий и др. Обычно встречается в россыпях в виде кристаллов, реже — осколков кристаллов и зерен неправильной формы. Обычно кристаллы прозрачны и бесцветны или слегка окрашены в кремовый цвет, хотя нередко встречается циркон сиреневого, розоватого и других цветов. Твердость 7—8. Удельный вес 4,2—4,8.

Монацит. Представляет собой безводный фосфат тория и редких земель. Химический состав очень различен. В россыпях наиболее часто встречаются зерна монацита размером от 0,1 до 0,5 мм. Цвет желтовато-бурый, красноватый, зеленоватый, беловатый, редко темно-серый. Твердость 5—5,5. Удельный вес 4,6—5,5. Блеск жирный, стеклянный.

Алмаз. По химическому составу — элементарный углерод. Форма кристаллов кубической сингонии — октаэдры, кубы, тетраэдры. Часть алмазов в россыпи представляет собой неправильные зерна и осколки кристаллов, иногда слегка окатанные.

Зерна алмазов преимущественно бесцветные, реже слабо окрашены в различные цвета. Встречаются серые, серо-черные и совершенно черные разности алмазов (карбонадо, борт, фрамезит и др.). Блеск алмазный, реже жирный. Твердость 10. Хрупкий. Удельный вес около 3,5. Наиболее высоко ценятся ювелирные прозрачные алмазы, не содержащие включений. Минералом-спутником алмаза, имеющим большое значение при поисках, является пироп, в меньшей степени пикроильменит.

2. Типы россыпей и их особенности

По условиям образования россыпи подразделяются на следующие типы.

Элювиальные — залегают на месте образования, т. е. непосредственно над коренными источниками. Представляют собой плоские

залежи, соответствующие по форме выходу коренного месторождения на дневную поверхность.

Обломочный материал россыпи не окатан и является результатом разрушения подстилающих пород и руд. Полезные компоненты также не окатаны, часто наблюдаются сростки с жильными минералами. Мощность отложений обычно незначительна, иногда достигает 1—2 м и более.

Делювиальные — располагаются на склонах возвышенностей, обычно несколько вытянуты по падению склона и расширяются у его подножья. Обломочный материал несколько перемещен от коренных источников, но плохо окатан, слабо сортирован и по составу соответствует подстилающим породам. Полезные минералы имеют слабую окатанность. Мощность отложений обычно незначительная (1—3 м), однако у подножья склонов может достигать 20—30 м.

Аллювиальные — формируются в результате деятельности русловых водных потоков. Они отличаются хорошей окатанностью материала, его сортированностью по крупности и удельному весу и слоистостью. Состав обломочного материала разнообразен. Полезные минералы обычно окатаны. По условиям залегания и расположению относительно русла аллювиальные россыпи делятся на четыре группы:

1. **Русловые** — залегают в русле водного потока или непосредственно под ним. Для русловых россыпей характерны незначительная мощность рыхлых отложений, преобладание крупного гравийно-галечного материала, наличие валунов и глыб. Размеры россыпей весьма непостоянны.

2. **Косовые** — залегают на косах, галечных островах и отмелях крупных водных потоков. Отложения представлены песчано-гравийно-галечным материалом, иногда присутствуют валуны. Характерны мелкие размеры зерен полезных минералов, особенно золота и платины. Мощность отложений обычно возрастает от головной части косы к хвостовой, от краевых частей к осевым и колеблется от 0,5 до 8 м и более.

3. **Долинные** — залегают в современной долине независимо от русла, часто в стороне от него.

Гранулометрический состав рыхлых отложений отличается большим разнообразием и зависит от уклона плотика.

Крупность зерен полезных минералов также различна. Мощность отложений колеблется от 5 до 30 м, а иногда и более. Характерна концентрация полезных компонентов в нижней, приплотиковой части россыпи. В плане россыпи представляют собой лентообразные залежи, состоящие из одной или из нескольких обогащенных струй.

4. **Террасовые** — залегают на террасах речных долин. Число террасовых россыпей в пределах одной долины может быть различным, а размеры их определяются размерами и сохранностью террас, на которых они расположены. Мощность рыхлых отложений непостоянна, обычно составляет 5—10 м и более.

Аллювиально-делювиальные (ложковые) — залегают в долинах логов и мелких ключей с непостоянным водотоком. Обломочный материал слабо сортирован, состав разнообразен, окатанность различна. По форме россыпи представляют собой лентообразные залежи.

Дельтовые, озерные и лагунные — образуются в результате выноса материала водными потоками и располагаются в дельтах, озерах и лагунах. Мощность отложений достигает многих десятков метров. Галечники присутствуют редко и обычно в верхних горизонтах. Характерны мелкие размеры зерен полезных минералов.

Прибрежные (морские и озерные) — формируются в результате переноса и накопления обломочного материала вдоль береговых линий силой прибоя и прибрежных течений, а также за счет выноса материала реками. Отложения представляют собой переслаивание песка с песчано-галечным материалом. Мощность отложений для современных россыпей колеблется от 0,5 до 10 м. Залегают россыпи узкими полосами параллельно берегу моря (озера). По отношению к уровню воды расположение россыпей различно. Современные прибрежные россыпи залегают обычно на уровне моря (пляжевые) или несколько ниже его (шельфовые). Более древние могут быть террасовыми, если уровень моря понизился, или погребенными, если уровень моря повысился.

Ледниковые — образуются путем переноса и накопления обломочного материала сползающими с гор ледниками. Характерны незначительная сортированность материала и наличие глыб и валунов. Мощность отложений колеблется от нескольких метров до десятков метров.

В последнее время недоработки прошлых лет, а также хвосты промывки, содержащие полезные ископаемые и представляющие промышленный интерес, иногда стали называть техногенными россыпями.

По возрасту россыпи разделяются на три группы:

1. **Четвертичные (новые)** — приурочены к современным речным долинам, морским и озерным прибрежным зонам; залегают горизонтально, а слагающие их отложения обычно рыхлые, как исключение — сцементированные.

2. **Мезозойские и третичные (древние)** — располагаются в депрессиях или отмерших участках древней гидросети. Слагающие их отложения либо рыхлые, либо сцементированные. Залегают горизонтально, редко наклонно.

3. **Допалеозойские и палеозойские (ископаемые)** — встречаются на плоских водоразделах, в депрессиях и в долинах под толщей четвертичных отложений. Представлены конгломератами, гравелитами, реже песчаниками. Залегают так же, как вмещающие их породы.

3. Строение россыпей

В строении россыпей различают следующие основные элементы: торфа, пески и плотик (рис. 3).

Под **торфами** понимают преимущественно песчано-глинистые или галечниковые отложения, не содержащие полезных минералов в промышленных количествах. Мощность торфов в зависимости от типа россыпи и условий образования ее различна. В элювиальных россыпях она незначительна, а в аллювиальных может достигать десятков и даже сотен метров.

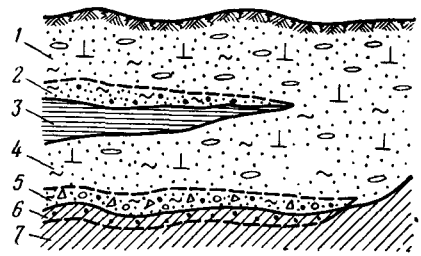


Рис. 3. Элементы россыпи:
1, 4 — торфа; *2, 5* — пески (золотоносный пласт); *3* — ложный плотик; *6* — плотик; *7* — коренные породы

Пески — глинисто-песчано-галечниковые отложения, иногда со щебнем и валунами и часто с элювием коренных пород, содержащие полезные минералы в промышленных количествах. В большинстве случаев пески залегают в нижней части россыпи, включая нижнюю часть рыхлых отложений, элювий и верхнюю часть коренных пород. Иногда пласт песков целиком располагается либо в рыхлых отложениях, либо в коренных породах (трещиноватых). Мощность песков бывает самой разнообразной — от нескольких сантиметров до десятков метров. Торфа и пески по литологическому составу не всегда четко отделяются друг от друга. В значительной степени эти понятия условны.

К плотику обычно относят коренные породы, подстилающие россыпь. Характер плотика может оказывать большое влияние на распределение полезного компонента. Породы, весьма благоприятные для его улавливания (трещиноватые глинистые сланцы или карстовые известняки), задерживают большую часть полезного компонента еще в процессе передвижения, что обедняет аллювиальную часть пласта.

Иногда россыпь состоит из нескольких горизонтов песков, залегающих один над другим. В этих случаях верхние пески залегают на ложных плотиках, представленных обычно глинистыми отложениями. Такие россыпи называются сложными (рис. 4).

От плотика следует отличать полотно россыпи, под которым понимается поверхность, ограничивающая снизу промышленный пласт.

Классификация обломочного материала, слагающего рыхлые отложения россыпей, по крупности приведена в табл. 25.

По степени окатанности материал в россыпях подразделяется на пять групп: совершенно неокатанные обломки с острыми краями; плохо окатанные угловатые обломки со слегка закругленными краями; полуокатанные гальки с закругленными углами и слегка сглаженными ребрами; хорошо окатанные гальки еще со следами первоначальной формы; отлично окатанные гальки.

В зависимости от водного режима и температуры различают три основных состояния отложений: водные талики, безводные или сухие талики, мерзлые отложения.

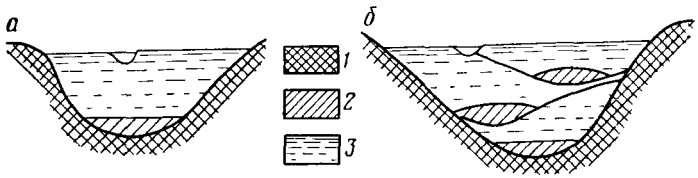


Рис. 4. Схематический поперечный разрез россыпей:
а — простой; *б* — сложной; *1* — плотик; *2* — пески; *3* — торфа

Таблица 25

Классификация обломочного материала

Размер зерен или обломков	Окатанный материал *	Угловатый, неокатанный материал
Более 50 см	Крупные валуны	Глыбы
25—50 см	Средние валуны	
10—25 см	Мелкие валуны	
Более 5—10 см	Крупная галька	Щебень
2,5—5 см	Средняя галька	
1,2—5 см	Мелкая галька	
5—10 мм	Крупный гравий	Дресва
2,5—5 мм	Средний гравий	
1—2,5 мм	Мелкий гравий	
0,5—1 мм	Крупнозернистый песок	
0,25—0,5 мм	Среднезернистый песок	
0,1—0,25 мм	Мелкозернистый песок	
0,01—0,1 мм	Тонкозернистый песок	
Менее 0,01 мм	Ил, глина	

* Промежуточные разности между песком и глиной образуют супеси и суглинки.

Мерзлые галечники без мелкого связывающего материала и легко рассыпающиеся называются сушенцами. Они или отложились в таком состоянии, или (чаще) образовались позже в результате вымывания из галечников мелких частиц водами, циркулирующими в толще этих образований.

Глава II

ПОИСКИ И РАЗВЕДКА РОССЫПЕЙ

4. Последовательность геологоразведочных работ

Геологоразведочные работы проводятся с целью выявления, изучения и промышленной оценки месторождений и представляют собой сочетание геологических и геоморфологических съемок на инструментальной топографической основе с геофизическими, металлометрическими, горными и буровыми работами, сопровождающимися систематическим опробованием. Геологоразведочные работы начинаются с региональных геологических исследований и завершаются одновременно с отработкой месторождения.

Геологоразведочный процесс разделяется на три этапа, расчленяющиеся, в свою очередь, на стадии (табл. 26).

Поиски россыпей в основном осуществляют при помощи шлихового опробования, металлометрической съемки, проходки выработок и отбора отдельных валовых проб. Поисковым работам предшествуют геоморфологическое картирование в масштабах 1 : 50 000 и 1 : 25 000, проводимое, по возможности, с использованием аэрофотоснимков, магнитной и радиометрической съемок, ВЭЗ и других методов электроразведки.

Для обнаружения россыпей, не имеющих выхода на поверхность, проводят поисковые выработки. Когда перспективный участок трудно выделить, а долина находится в благоприятной для выявления россыпи геологической обстановке, проводится систематическая поисковая разведка, при которой проводят несколько поисковых линий. В зависимости от протяженности и ширины долины примерные расстояния между разведочными линиями и выработками на линиях указаны в табл. 27.

По результатам поисков дается прогнозная оценка района или отдельных месторождений, которая служит основанием для постановки разведочных работ. В случае выполнения поисковых работ в большом объеме запасы подсчитывают по категории C_2 в контуре всего месторождения или его части.

Таблица 26

Последовательность проведения геологоразведочных работ *

Этап	Цель работ	Стадия работ		
		первая	вторая	третья
Региональная геологическая съемка	Выделение перспективных площадей, заслуживающих внимания как объекты для более детальных съемочных и поисковых работ	Геологическая съемка масштабов 1 : 1 000 000 1 : 500 000	Геологическая съемка масштабов 1 : 200 000 1 : 100 000	Геологическая съемка масштабов 1 : 50 000 1 : 25 000
Поиски россыпных месторождений	Обнаружение месторождений и выделение среди них объектов для постановки разведочных работ	Поиски и поисково-разведочные работы в масштабах 1 : 50 000 — 1 : 10 000		
Разведка россыпных месторождений	Выявление промышленных объектов и получение данных для рационального проектирования и проведения эксплуатационных работ	Предварительная разведка	Детальная разведка	Эксплуатационная разведка

* Геологическая съемка выполняется в соответствии с «Инструкцией по организации и производству геологосъемочных работ в масштабе 1 : 1 000 000 и 1 : 500 000» (Госгеолтехиздат, 1955), «Инструкцией по организации и производству геологосъемочных работ в масштабах 1 : 200 000 и 1 : 100 000» (Госгеолтехиздат, 1955), «Инструкцией по организации и производству геологосъемочных работ в масштабах 1 : 50 000 и 1 : 25 000» (Госгеолтехиздат, 1956).

Таблица 27

Примерные расстояния между разведочными линиями и выработками для поисков россыпей

Размеры долин, м	Расстояние, м
Протяженность:	Между линиями:
менее 3000	1000—1500
3000—8000	1500—2000
8000—15 000	2000—3000
15 000—25 000	3000—5000
более 25 000	5000—10 000
Ширина:	Между выработками:
менее 100	10
100—200	10—20
200—500	20—40
500—1000	40—60
более 1000	60—100

Предварительная разведка производится на россыпных месторождениях, получивших положительную оценку в результате поисковых работ, а также на ранее частично разведанных участках. На этой стадии составляют более детальные геологические и геоморфологические карты отдельных участков. Проводят геофизические исследования, уточняющие расположение россыпи, проходят и опробуют разведочные выработки с целью изучения строения рыхлой толщи, размеров россыпи и ее положения относительно элементов современного и древнего рельефа, установления среднего содержания полезного компонента и его распределения. Производят химические и ситовые анализы полезного компонента, а также минералогическое исследование шлихов с целью выявления попутных компонентов. Изучают литологические особенности и гранулометрический состав пород рыхлой толщи с предварительным технологическим исследованием песков на обогатимость. Главная цель состоит в оценке промышленного значения месторождения и обосновании постановки детальной разведки наиболее надежных и богатых участков. По результатам предварительной разведки подсчитывают запасы по категориям C_1 и C_2, составляют технико-экономический доклад (ТЭД) и разрабатывают временные кондиции для месторождения.

Детальная разведка производится на россыпных месторождениях, получивших положительную промышленную оценку по данным предварительной разведки и предназначенных для ближайшего промышленного освоения. Детальную разведку обычно ведут последовательно по участкам, начиная с тех, которые подлежат первоочередной эксплуатации.

На этой стадии производят детальную топографическую съемку участка; проходят и опробуют разведочные выработки; более полно изучают гранулометрический состав пород, слагающих россыпь; осуществляют детальный минералогический анализ шлихов, а также ситовый и химический анализы основного и сопутствующих полезных компонентов россыпи; определяют коэффициенты разрыхления пород, их объемный вес и другие показатели, необходимые для подсчета запасов. Детальная разведка позволяет определить геологические, гидрогеологические и горнотехнические условия будущих эксплуатационных работ, установить распределение основного и сопутствующих полезных компонентов. Главная цель детальной разведки состоит в окончательной промышленной оценке месторождения, подсчете запасов полезного компонента и получении всех необходимых данных для утверждения запасов в ГКЗ и составлении проекта разработки. По результатам детальной разведки подсчитывают запасы по категориям А, В, C_1.

Эксплуатационная разведка осуществляется геологической службой горноэксплуатационных предприятий во время разработки

месторождений. Начинается она вместе с организацией добычи и заканчивается с полной отработкой россыпи.

На этой стадии выполняется комплекс геологоразведочных и опробовательских работ, обеспечивающий наиболее эффективное направление горных работ, а также контроль за полнотой отработки.

Указанная последовательность разведочных работ соблюдается не всегда. На крупных россыпях предварительную, детальную и эксплуатационную разведки иногда проводят одновременно на различных участках и рассматривают эти участки как самостоятельные объекты разведки.

Разведка небольших россыпей нередко проходит в течение одного сезона. Разведочные работы, соответствующие стадиям предварительной и детальной разведок, проводятся почти одновременно.

5. Сеть разведочных выработок

Россыпные месторождения по размерам, условиям залегания, степени выдержанности продуктивного пласта и равномерности распределения полезных компонентов делятся на три группы.

Группа I — очень крупные хорошо выдержанные россыпи с равномерным распределением полезных компонентов, относительно постоянной мощностью пласта и сравнительно ровным плотиком, имеющим незначительный уклон. Для этой группы наиболее характерны морские титано-циркониевые россыпи, а также крупные аллювиальные россыпи титана, олова и золота, приуроченные к отложениям днищ долин и отличающиеся равномерным строением, мелким и однородным размером зерен полезных компонентов.

Группа 2 — крупные выдержанные россыпи с неравномерным распределением полезных компонентов с относительно постоянной шириной и обычно неровным плотиком. К этой группе относятся аллювиальные россыпи золота, олова, алмазов, приуроченные к отложениям днищ долин и крупных по площади террас, а также крупные месторождения коры выветривания и современной береговой линии морей. В россыпи нередко встречаются обогащенные струи или обедненные участки. Размеры зерен полезных компонентов различны, но самородки редки.

Группа 3 —невыдержанные по ширине и мощности россыпи с неравномерным распределением полезных компонентов, узкой струйчатостью или чередованием бедных и обогащенных участков; очень не выдержанные по мощности и форме, небольшие по размеру россыпи с неравномерным распределением полезных компонентов. К этой группе относятся также россыпи, залегающие в сложных геологических условиях, в том числе на закарстованном или сильнотрещиноватом плотике; террасовые россыпи, в значительной степени

Таблица 28

Примерные расстояния между линиями и выработками на линиях для предварительной и детальной разведки россыпей

Промышленные группы россыпей и требуемое соотношение категорий запасов	Основные полезные ископаемые россыпей	Расстояния, м, для категорий *					
		А		В		C_1	
		между линиями	между выработками	между линиями	между выработками	между линиями	между выработками
Первая группа А — 10%	Золото, алмазы, вольфрам, олово, тантал и ниобий	150—200	10—20	300—400	20—40	600—800	20—40
В — 20%	Титан и цирконий (аллювиальные россыпи)	150—200	20—40	300—400	40—80	600—800	40—80
C_1 — 70%	Титан и цирконий (морские россыпи)	150—200	50—100	300—400	100—200	600—800	200—300
Вторая группа В — 20%	Золото, алмазы, вольфрам, олово, тантал, ниобий	—	—	150—200	10—20	300—400	20—40
C_1 — 80%	Титан и цирконий (аллювиальные россыпи)	—	—	150—200	20—40	300—400	40—80
	Титан и цирконий (морские россыпи)	—	—	150—200	50—100	300—400	100—200
Третья группа C_1 — 100%	Золото, алмазы, вольфрам, олово, тантал, ниобий, титан, цирконий	—	—	—	—	100—200	10—20

* Для сравнительно небольших делювиально-элювиальных россыпей, разведуемых обычно по квадратной сетке, систематизировать данные о плотности разведочной сети ввиду их разнообразия не представляется возможным.

размытые последующей эрозией; крупные русловые россыпи; небольшие россыпи современной береговой зоны морей; часть месторождений коры выветривания и др. Часть россыпей не имеет самостоятельного практического значения, и детальная их разведка даже при высоком содержании полезного компонента производится только в процессе отработки. Поверхность плотика обычно неровная, и значительная часть полезного компонента находится в его трещинах и западениях. Размеры зерен полезных компонентов весьма непостоянны, их среднее содержание в россыпи в большой степени зависит от наличия самородков или отдельных «пиковых» проб.

Расположение и плотность сети разведочных выработок определяются в зависимости от группы с учетом морфологических и литологических особенностей россыпи, условий ее залегания, строения рыхлой толщи, характера распределения полезного компонента и требуемой категории подсчета запасов (табл. 28).

6. Способы разведки

Разведку россыпей осуществляют проходкой и опробованием траншей, шахт с рассечками *, шурфов и буровых скважин.

При выборе рационального способа разведки, кроме глубины залегания продуктивного пласта и степени обводненности, необходимо учитывать крупность полезного компонента, литологический и гранулометрический состав рыхлых отложений, наличие мерзлоты, а также освоенность района работ.

Наиболее достоверные результаты дает разведка траншеями и шахтами с рассечками, поскольку при этом можно получить пробы наибольшего объема. Пробы из шурфов также более представительны, чем пробы из скважин. Выбор типа разведочных выработок определяется глубиной залегания продуктивного пласта и водоносностью рыхлых отложений.

При глубине залегания до 5—7 м наиболее целесообразна проходка траншей, а при глубине от 5—7 до 20 м и незначительной водоносности разведку более целесообразно производить шурфами. Когда глубина превышает 20 м и нет большого притока воды, разведку выгодно вести шахтами с рассечками (табл. 29).

В случае залегания продуктивного пласта на глубине, превышающей 10—15 м, и обильной водоносности рыхлых отложений россыпи разведуют скважинами ударно-канатного, иногда вращательного или комбинированного бурения (табл. 30). Диаметр скважин чаще

---

* При разведке террасовых россыпей, перекрытых мощным слоем аллювиально-делювиальных отложений, не содержащих полезных компонентов в промышленной концентрации, а также при высокой валунистости торфов иногда проходят штольни.

Таблица 29

Горные выработки для разведки россыпей

Вид выработки и способ проходки	Сечение выработки, м²	Состояние пород	
		талое	мерзлое
Траншеи и канавы*			
Проходка землеройными машинами:			
канавокопателем многоковшовым	5—10	Проходка до глубины 3 м	—
бульдозером	10—25	То же, 5—7 м	Проходка до глубины 5—7 м с естественной оттайкой мерзлых пород в летнее время
колесным скрепером	10—30	»	
экскаватором (механической лопатой) с ковшом емкостью до 1 м³	5—20	Проходка до глубины 3—4 м	—
экскаватором-драглайном с ковшом емкостью до 1 м³	5—20	То же, 5—8 м	—
Проходка гидравлическим способом	100—300	» 10—12 м	—
Использование дражного разреза как разведочной выработки . .	50—100	» 5—7 м	—
Шахты с рассечками с механизированным подъемом породы	Шахты 4—6, рассечки 2,7—3,6	Проходка до глубины 30—50 м обычно вручную, с креплением и водоотливом	Проходка до глубины 30—50 м с механизированными бурением шпуров и доставкой породы
Шурфы	1,25; 1,5; редко 2	Проходка до глубины 10 м на проморозку или с водоотливом и креплением	Проходка до глубины 20 м с ручным или механизированным бурением шпуров, с ручным или механизированным подъемом породы

* 1. При разведке сильнообводненных россыпей с отложениями мощностью до 5—7 м вместо сплошных разрезов экскаватором проходят прерывистые траншеи, состоящие из отдельных звеньев или так называемых котлованов. Длина котлованов 10—20 м, расстояние между ними 20—40 м.

2. При разведке россыпей с крупным золотом и неравномерном его распределении с отложениями мощностью до 5—7 м бульдозером проходят траншеи увеличенной ширины (40—80 м) или так называемые разведочные полигоны. Полигонный способ разведки применяют редко.

Таблица 30

Буровые станки для разведки россыпей

Марка станка	Способ бурения	Диаметр скважины	Состояние пород		Примечание
			талое	мерзлое	
Ручной бур «Эмпайр»	Ударно-вращательный	4—6″	С обсадными трубами до глубины 15 м	Без обсадных труб до глубины 20 м	Выходит из употребления
БСА-6 («Амурец»)	Ударно-канатный	6″	То же, 50 м	То же, 80—100 м	
БУ-20-2 и другие аналогичные станки	То же	8—12″	То же, 100—150 м	То же, 200 м	
БУКР (буровой, ударно-канатный, разведочный)	»	8—12″	То же	То же, до 300 м	В стадии разработки и испытания в объединении «Северовостокзолото»
УКС-22 и другие аналогичные станки	»	10—22″	»	То же	
УБСР-25	Ударно-захватный и медленно вращательный	700 мм	То же, 25 м	—	В стадии разработки и испытания в ЦНИГРИ
СБУД-ЗИВ-150	Вращательный	100—200 мм	Без обсадных труб до глубины 50 м и более	—	
УГБ-50А	Комбинированный	Шнек 8—10″ с колонковой трубой 4″	То же, 50 м	—	

всего 150—200 мм, очень редко 300—500 мм. При таком диаметре скважин пробы из них часто оказываются непредставительными и содержание полезного компонента занижается.

Недостаточная достоверность буровой разведки вызывает необходимость контроля и введения поправочных коэффициентов к данным бурения.

Наиболее распространенный метод контроля состоит в проходке шурфа по оси скважины. Лучший способ контроля — дублирование шурфами или рассечками из шахт целых буровых линий и сопоставление средних показателей по всей линии.

Крупность полезного компонента оказывает существенное влияние на достоверность результатов опробования. При большой крупности не только в буровую скважину, но иногда и в пробу из шурфа может не попасть ни одного зерна и проба окажется пустой. В этом случае необходимо буровые скважины по возможности заменять шурфами или разведочными шахтами с рассечками.

Литологический и гранулометрический состав рыхлых отложений также могут повлиять на выбор того или иного способа разведки. Валуны, особенно гранитные, часто настолько затрудняют бурение скважин, что становится выгоднее проходить шахту с рассечками или шурфы, несмотря на большую глубину залегания россыпи.

Выбирая способ разведки, обязательно следует учитывать степень освоенности района работ. Применение траншей и скважин рационально при наличии соответствующего оборудования и ремонтных баз. В отдаленных районах легче вести разведку шурфами, не требующую труднодоставляемого оборудования и материалов.

Разведочные линии следует задавать поперек оси направления долины (поисковые) или поперек оси россыпи (предварительные и детальные). Разбивка линий производится при помощи горного компаса, буссоли или другого угломерного инструмента с обязательным определением азимута линии. Расстояния между линиями и выработками промеряют с помощью мерной ленты или рулетки.

Нумерацию линий ведут отдельно для каждого объекта (ключа, реки) — от устья вверх по долине. Номер линии обозначает целое число сотен метров от устья ключа или речки до линии. В том случае, если ключ проходит по долине главного водотока на значительном протяжении, промер долины ключа производится от створа собственной долины.

Выработки в линиях нумеруют слева направо. За нулевую точку принимают подножье левого увала. Номер выработки соответствует целому десятку метров от нулевой точки до выработки. Указанная методика обеспечивает правильный порядок нумерации.

Для выкладки проходок (породы с интервала углубки) подготавливают площадку. Она должна быть тщательно очищена от леса,

кустарников, валежника, кочек и камней, а в зимнее время — от снега. Размеры площадки устанавливают в зависимости от глубины шурфа из расчета 1,5 м² для интервала углубки 0,2 м и, кроме того, предусматривают рабочее место вокруг шурфа и проход по площадке Порядок выкладки проходок показан на рис. 5. На выложенных проходках устанавливают по две бирки, вытесанные из сухого дерева. Длина бирки 20—25 см, ширина 5—6 см. На бирке надписывают простым карандашом номер линии, номер шурфа и порядковый номер проходки.

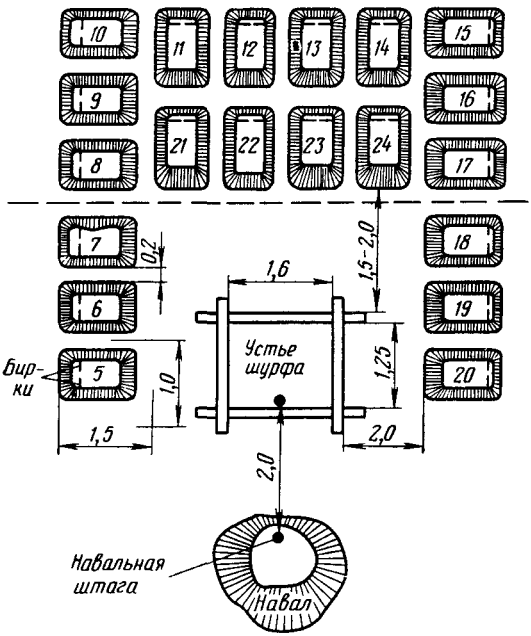


Рис. 5. Расположение проходок на площадке.

7. Разведочное опробование

В задачи разведочного опробования входят определение содержания в песках основного и сопутствующих полезных компонентов и выявление характера их распределения в россыпи. На основании результатов опробования подсчитываются запасы и дается оценка месторождения.

Объем разведочной пробы зависит от содержания полезного компонента в россыпи, крупности зерен минералов и характера их распределения (табл. 31). Опробование состоит из двух операций: отбора и обработки проб.

Методика отбора проб определяется особенностями месторождения и способами разведочных работ.

При разведке траншеями и канавами опробование производится либо валовым способом в комплексе с бороздами, либо одним валовым

Валовые пробы отбирают из отвалов песков, выданных из секции траншеи длиною 20—40 м (иногда до 60 м), или из полотна выработки, пройденной по торфам до продуктивного пласта.

Валовую пробу из отвала песков отбирают путем разрезания отвала на всю глубину. Из полотна траншеи валовые пробы отби-

Таблица 31

Примерные объемы разведочных проб и расстояния между ними

Вид разведочной выработки и способ проходки	Способ опробования и объем пробы *	Основные полезные компоненты россыпи			
		золото, платина	касситерит, вольфрамит, тантал, колумбит	титан, цирконий	алмазы
Траншеи и канавы: проходка землеройными машинами	*Валовой в комплексе с бороздовым*				
	Объем валовой пробы на 1 м траншеи, м³	0,1—0,5	—	—	—
	Объем пробы из секции борозды, м³	0,04—0,08	—	—	—
	Расстояние между бороздами, м	10—20	—	—	—
	Валовой				
	Объем валовой пробы, м³ на 1 м траншеи	—	—	—	3—5
Дражные и гидравлические разрезы	*Валовой*				
	Объем валовой пробы, м³ на 1 м траншеи	100—300	—	—	—
Шахты с рассечками	*Валовой в комплексе с бороздовым*				
	Объем валовой пробы, м³	0,2—0,5	—	—	—
	Расстояние между валовыми пробами, м	10—20	—	—	—
	Объем пробы из секции борозды, м³	0,02—0,04	—	—	—
	Расстояние между бороздами, м	10—20	—	—	—
	Бороздовый				
	Объем пробы из секции борозды, м³	0,04—0,08	0,02—0,04	—	—
	Расстояние между бороздами, м	10—20	10—40	—	—
Шурфы	*Задирковый*				
	Объем пробы из пласта, м³	0,04—0 06	0,02—0,04	—	—
	Бороздовый				
	Объем пробы из секции борозды, м³	0,04—0,1	0,04—0,6	0,04—0,6	—
	Валовой				
	Объем пробы, м³	0 01—0,5	0,06—0,1	0,06—0,1	5—10

* 1. Объем проб дан в плотной массе
2. При разведке алмазных россыпей шурфами с рассечками весь материал отбирают в пробу.

рают с помощью бульдозера или экскаватора (пески окучивают в пределах 10-, иногда 20-метровых секций). Борозды отбирают из одной стенки траншеи (ширина борозды 1 м, глубина 0,2—0,4 м, иногда ширину увеличивают до 2 м с уменьшением глубины до 0,1—0,2 м). В пределах борозды пробы отбирают посекционно. Высота (длина) секции 0,2 м. По данным валового опробования определяют содержание полезного компонента в россыпи, по данным бороздового — мощность пласта песков и характер распределения компонента. При разведке золотоносных россыпей траншеями с применением гидравлических установок или малолитражных драг в промывку поступает вся толща рыхлых отложений. Траншеи по ширине россыпи опробуют секциями длиною 20—40 м. При разведке алмазных россыпей траншеи также опробуют посекционно; длину секции принимают равной 10—20 м. Объем пробы при разведке россыпей траншеями определяют тщательными замерами выработки в той части, откуда взята проба. Пробы небольшого объема можно замерять ендовкой *.

При разведке шахтами с рассечками опробование производится также валовым способом в комплексе с бороздовым либо только бороздовым (см. табл. 31). При разведке россыпей с крупным золотом, а также неравномерным его распределением в рассечках отбирают валовые пробы из отбитой породы. В местах валового опробования отбирают и секционные бороздовые пробы. Борозды располагают вертикально по мощности продуктивного пласта (ширина борозды 1 м, глубина 0,1—0,2 м, длина секций 0,2 м). На россыпях с мелким и равномерно распределенным золотом, а также на россыпях касситерита, вольфрама, тантала и колумбита рассечки опробуются бороздами (ширина борозды 1 м, глубина 0,2—0,4 м, при длине секции 0,2, иногда 0,4 м).

При разведке шурфами опробование осуществляется задирковым, бороздовым и валовым способами (см. табл. 31). Задирковым способом опробуются россыпи с маломощным продуктивным пластом. Задирковая проба отбирается со всей обнаженной площади. Бороздовая проба обычно отбирается из одной или двух стенок шурфа (ширина борозды 1 м, глубина 0,2—0,5 м, длина секций 0,2—0,4 м). Для отбора задирковой и бороздовой проб в мерзлых породах применяют отбойные молотки.

---

* Размеры стандартной ендовки по верхнему основанию — 300 × 600 мм, по нижнему — 200 × 500 мм, по высоте — 200 мм. В нее вмещается 0,028 м³ породы, что соответствует 0,02 м³ плотной массы для талых песчано-щебенисто-галечных отложений мелких и средних фракций с коэффициентом разрыхления 1,4 или 0,016 м³ — для мерзлых отложений этого же состава с коэффициентом разрыхления 1,75. При другом составе отложений размеры ендовки устанавливают опытным путем из расчета соответствия ее объема 0,02 м³ плотной массы.

Валовое опробование ведут поинтервально. Для этого шурфы углубляют интервалами от 0,2 до 1 м. Величину интервала устанавливают в зависимости от ожидаемой мощности продуктивного пласта, равномерности распределения полезного компонента и предполагаемого способа разработки россыпи. При разведке россыпей золота и платины интервал опробования принят равным 0,2 м, иногда 0,4 м; на оловянных, вольфрамовых, танталовых и колумбитовых россыпях — чаще 0,5 м; алмазных — 1 м и более.

В период поисковой разведки породу с каждого интервала углубки (так называемую «проходку») выкладывают на поверхности. Во время предварительной разведки не опробуют только самые верхние горизонты — почвенный слой и илы, не содержащие полезных компонентов. На стадиях детальной и эксплуатационной разведок обычно опробуют только продуктивную часть отложений. При отборе проб из «проходок» объем их замеряют ендовкой.

При разведке россыпей со средним или мелким золотом и неравномерным его распределением из «проходок» продуктивного пласта для промывки обычно отбирают по 5—8 ендовок. При разведке россыпей с крупным золотом «проходки» промывают полностью. Из «проходок» по торфам отбирают по 2—4 (обычно 3) ендовки. При разведке оловянных, вольфрамовых, танталовых, колумбитовых и титановых россыпей из «проходок» отбирают по 3—5 ендовок и только в контрольных шурфах «проходки» промывают полностью. На алмазных россыпях вынутую породу промывают в полном объеме.

При разведке скважинами опробование ведут в процессе бурения. Породу из скважин промывают полностью. При разведке золотоносных россыпей, предназначенных для раздельной выемки на поисковых линиях, опробуют всю толщу отложений (интервал опробования принимают равным 0,2—0,4 м). На стадии предварительной разведки, если положение продуктивного пласта точно не установлено, всю толщу отложений также опробуют интервалами 0,2—0,4 м. Во время детальной разведки интервалами 0,2, иногда 0,4 м полностью опробуют продуктивный пласт и примерно 2—3 м торфов, непосредственно примыкающих к пласту. При разведке россыпей золота, предназначенных для сплошной выемки, интервал опробования увеличивают до 0,6 м, иногда до 1 м, но по продуктивному пласту его принимают равным 0,2—0,4 м.

Скважины небольшого диаметра (100—200 мм) заверяют горными выработками в количестве 10% от общего числа скважин, пробуренных в промышленном контуре россыпи. По данным заверочных выработок определяют поправочные коэффициенты на мощность пласта и содержание полезного компонента, которые затем учитывают при подсчете запасов. При разведке оловянных, вольфрамовых, танталовых, колумбитовых и титановых россыпей на всех

Таблица 32

Основные показатели и условия применения приборов при обработке разведочных проб

Прибор и его марка	Производительность, м³/смену	Условия применения		Примечание
		основной полезный компонент	способ разведки	
Ковш металлический 2,5—3 л	0,25—0,3	Золото, платина	Небольшие пробы из скважин, шурфов, траншей, рассечек	
Лоток деревянный или из стеклопластика 3—5 л	0,3—0,5	Золото, платина, касситерит, вольфрамит, тантал, колумбит	То же	
Бутара	2—6	То же	Пробы увеличенного объема из шурфов, траншей и рассечек	
ПОУ-4 ЦНИГРИ (передвижная обогатительная установка)	2	Золото	Пробы из шурфов и скважин увеличенного диаметра	
УРП (установка разведочная промывочная)	4—5	То же	То же	В стадии разработки и испытания в ЦНИГРИ

ПРБ-1-6 (прибор ручной, барабанный)	2—3	»	Пробы из шурфов, траншей, рассечек	Создан в объединении Северовостокзолото
РОП (ручной опробовательский прибор)	2—3	»	То же	Создан в Северовосточном геологическом управлении
ПМ-2 (прибор малогабаритный)	5—6	»	Валовые пробы из траншей	Создан в объединении Северовостокзолото
СПП-100 (скреперный передвижной прибор)	5—7 м³/ч	»	То же	То же
МПД-4, МПД-6 (металлический прибор Дальстроя)	20—75 м³/ч	»	Валовые пробы из траншей, разведочных полигонов и отвалов горных работ	
ПГШ-Ш-30, ПГШ-Ш-50, ПГШ-Ш-75 (прибор гидроэлеваторный шлюзовой)	20—75 м³/ч	»	»	
ВСП (винтовой сепаратор поискового типа),	40—50 кг/ч	Титан, цирконий	Пробы из скважин и шурфов	
ВСР (винтовой сепаратор, разведочный)	1000—1300 кг/ч	То же	Пробы из шурфов, траншей, рассечек	
Вашгерд, шейкер, отсадочная машина	—	Алмазы	То же	

стадиях разведки могут быть приняты интервалы опробования 0,5 м, а иногда 1—2 м. По скважинам, обсаженным трубами, извлеченную породу систематически замеряют в мерной колоде. При беструбном бурении в вечномерзлых отложениях для определения объема проб необходимо проводить кавернометрию скважин.

Пробы обрабатывают на различных приборах (табл. 32). Выбор того или иного прибора определяется в основном физическими свойствами полезного компонента и объемом пробы. Для обработки проб из россыпей золота и платины применяют ковш, лоток, бутару, различные механические приборы вплоть до промывочных установок большой производительности, используемых на эксплуатационных работах. Пробы из касситерито-вольфрамовых и тантало-колумбитовых россыпей обрабатывают в основном ручной промывкой на лотке или на бутаре.

При разведке титано-цирконовых россыпей всех генетических типов пробы обрабатывают на винтовых сепараторах. Обработка проб алмазных россыпей, кроме обычных обогатительных операций, включает извлечение алмазов из концентрата с помощью рентгенолюминесцентного анализа или жировым методом.

8. Техническое и технологическое опробование

Задача технического опробования россыпей заключается в определении валунистости (каменистости) рыхлых отложений, когда объем пробы замеряют ендовками и крупнообломочный материал (крупнее 0,2 м) не попадает в промывку; льдистости, когда в продуктивном пласте содержатся прослои льда; коэффициента разрыхления; гранулометрического состава и промывистости песков для разработки технологической схемы обогащения россыпи; объемного веса, когда пробы измеряют не по объему, а по весу.

Технологическое опробование на промышленных россыпях проводят с целью обоснования наиболее рационального способа добычи или контроля производства работ. При технологическом опробовании детально изучают состав и характер основных и сопутствующих компонентов и определяют технологический режим извлечения каждого полезного компонента. Для технологических исследований отбирают специальные пробы объемом до нескольких десятков кубических метров, характеризующие участки россыпей или россыпи в целом, подлежащие промышленному освоению.

Глава III

ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ ГОРНОЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

9. Геологическая служба приисков

С момента организации добычных работ до полной отработки месторождений, расположенных в пределах горного отвода, геологическое обслуживание прииска осуществляется специальной службой путем проведения геологоопробовательских и геологоразведочных работ на основе систематического изучения месторождений.

Основные задачи геологической службы прииска:

обеспечение плана добычи текущего года разведанными запасами и участие в составлении годовых и перспективных планов и проектов горноэксплуатационных и разведочных работ;

выявление дополнительных запасов для продления срока существования предприятия или наращивания его мощности;

изучение горногеологических, гидрогеологических, мерзлотно-геологических условий и вещественного состава месторождений для обеспечения возможности выбора наиболее рациональных способов и систем разработки и наиболее полного извлечения основных и сопутствующих полезных компонентов из песков;

систематический контроль за направлением горноэксплуатационных работ;

постоянный учет добытого и оставшегося в недрах полезного ископаемого и совместно с маркшейдерской и обогатительными службами выяснение причин потерь и разубоживания полезного ископаемого;

обобщение геологических материалов, полученных при эксплуатации и разведке месторождений.

В особых случаях геологической службе поручается проведение специальных инженерно-геологических, геофизических и других работ.

10. Доразведка эксплуатируемых месторождений

Основная задача доразведки — выявление неучтенных разведкой запасов в пределах горных отводов и на соседних перспективных территориях. Сюда входит уточнение и расширение контуров россыпей в процессе эксплуатационного опробования, а также разведка следующих объектов:

ранее не охваченных или не законченных разведкой участков, расположенных в пределах горного отвода;

перспективных близлежащих территорий вне горного отвода;

отдельных участков россыпей, по которым имеющиеся данные вызывают сомнения или требуют уточнения;

участков месторождения или отдельных блоков для перевода запасов в более высокие категории;

оконтуренных блоков, предназначенных для разработки со сплошной выемкой с целью выявления участков с повышенным содержанием полезного ископаемого;

различных недоработанных площадей, по которым отсутствуют необходимые данные;

галечных, эфельных и галечно-эфельных отвалов.

Направление доразведочных работ обусловливается требованиями эксплуатации, а сами работы сосредоточиваются в первую очередь на наиболее перспективных и легко доступных для разработки участках месторождения.

Геологоразведочные работы, выполняемые службой, ведущей эксплуатационное опробование (например, копушение, проведение и опробование прибортовых шурфов, опробование штреков за пределами эксплуатационных контуров), регламентируются методикой эксплуатационного опробования и финансируются за счет основной деятельности.

Геологоразведочные работы, выполняемые специальными подразделениями геологической службы предприятия, относят, как правило, за счет капиталовложений на геологоразведку.

Работы, производимые специализированным подразделением геологоразведочной службы предприятия, по существу являются поисково-разведочными. Их проектирование, организация, технические средства, методика и документация осуществляются в соответствии с действующими инструкциями и методическими указаниями по разведке россыпей.

Некоторые специфичные работы, например повторная разведка, освещение прибортовых частей россыпи и т. д., ведутся в соответствии со специальными методическими указаниями (или инструкциями) или исходя из запросов эксплуатации с учетом конкретной обстановки.

Повторная разведка производится для переоценки оставшихся запасов полезного ископаемого на ранее разрабатывавшихся месторождениях с целью их повторной сплошной переработки.

Действительное наличие оставшихся запасов и их качественная характеристика могут быть установлены только путем проведения определенного комплекса повторных разведочных работ.

Вследствие того, что отработанные россыпи имеют целый ряд особенностей, при их разведке применяется методика, отличающаяся от методики разведки россыпей в их естественном залегании.

Предпосылки для постановки повторной разведки в пределах ранее отработанного месторождения:

наличие большого количества участков с непромышленным для добычи с раздельной выемкой содержанием полезного компонента;

выборочная в прошлом разработка месторождения;

неполная отработка россыпи из-за сложных условий залегания и др.

Разведочным работам обязательно предшествует составление технического проекта. Перед этим тщательно анализируются все особенности геологического строения и геоморфологии намеченных к разведке объектов. Анализируются все оставшиеся учтенные запасы, а также все материалы прежней разведки и эксплуатации месторождения.

Повторная разведка россыпей, отработанных ранее открытым способом, производится траншеями.

Пробы из траншей отбирают секциями на всю выемочную мощность. В промывку поступает либо вся порода, вынутая из секции, либо ее часть, обеспечивающая представительность секционной пробы.

Отвалы опробуют валовым способом. На галечных отвалах пробы располагают равномерно по их окружности на середине высоты, на эфельных отвалах — равномерно по их длинной оси. Количество валовых проб определяется объемом отвалов из расчета одна проба (объемом 5 м^3) на 3 тыс. м^3 горной массы.

Повторную разведку россыпей, ранее отработанных подземным способом, в основном осуществляют ударно-канатными станками скважинами $\varnothing$ 8—10″, реже шурфами. Расстояние между линиями и выработками устанавливают в соответствии с характером и строением россыпи по действующим инструкциям.

Если данные первичной разведки в пределах бортов россыпи и торфовой части рыхлых отложений надежные, то их включают в подсчет запасов.

На разведываемых россыпях обязательно производится мензуальная съемка в масштабе 1 : 1000 или 1 : 2000 с нанесением всех разведочных выработок, контуров отвалов, с указанием их объемов и соответствующих индексов (Г-36, Э-17, Т-8). По всем разведочным линиям и отвалам производится нивелировка.

11. Эксплуатационное опробование

Эксплуатационное опробование — одна из главнейших операций, проводимых геологической службой, оно является составной частью комплекса горноэксплуатационных работ.

Данные эксплуатационного опробования являются основанием для выбора направления горноэксплуатационных работ и контроля

за полнотой отработки месторождения и отдельных его участков (блоков) при минимальном разубоживании песков; уточнения промышленных границ россыпи с внесением коррективов в подсчет запасов; изучения характера распределения полезных компонентов в россыпи; оценки рудопроявлений в плотике и бортах россыпи.

В зависимости от способа разработки, а также назначения эксплуатационное опробование подразделяется на оперативное, систематическое и специальное.

Цель оперативного опробования — определение наличия полезных компонентов в отдельных участках россыпи или в отдельных участках забоя. Данные оперативного опробования служат основанием для решения вопроса о направлении горных работ, для предварительного контроля качества вскрыши, а также для оперативного контроля технологических потерь.

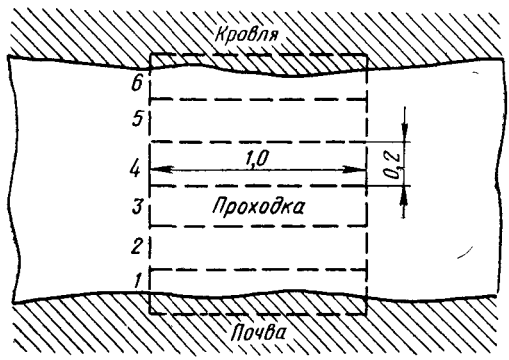


Рис. 6. Разметка бороздовой пробы на стенке подземной горной выработки:
1—6 — порядок отбойки проходок пробы

Цель систематического опробования — уточнение границ блоков, определение мощности торфов и песков (горной массы), установление среднего содержания полезного компонента и его распределения в различных литологических горизонтах, а также контроль за работой обогатительных устройств.

На основании данных систематического опробования подсчитывают запасы, оформляют изменения промышленных границ россыпи, оформляют акты на подготовку и отработку площадей, консервацию и ликвидацию работ, учитывают потери и разубоживание, а также составляют различные планы, проекты и отчетные документы.

Целью специального опробования может быть также изучение гранулометрического состава рыхлых отложений для выбора способа и системы разработки и процесса обогащения, определение коэффициентов разрыхления и льдистости пород, в особых случаях — уточнение содержания и количества полезного компонента в песках (горной массе).

Эксплуатационное опробование ведется следующими способами: бороздовым, горстевым, валовым и задирковым. Бороздовыми про-

бами пересекают весь пласт и часть перекрывающих и подстилающих пород. Форма и сечение борозды сохраняются неизменными на всем протяжении. Борозды разбивают на секции — интервалы (на золотоносных россыпях их называют проходками) по 0,2—0,5 м (иногда больше). На россыпях различных полезных ископаемых размеры борозд могут быть различными. При неравномерном распределении золота ширина борозды (рис. 6) чаще всего составляет 1 м, на оловянных и вольфрамовых россыпях — 0,5—0,2 м, на титановых и редкометальных — 0,1—0,05 м. Глубина борозды при опробовании россыпей золота, платины, касситерита, вольфрамита, титана и редких металлов чаще всего 0,1 м.

На приисках Северо-Востока с 1968 г. применяются борозды переменного сечения, зависящего от степени неравномерности распределения золота в продуктивной толще: для россыпей группы А — 0,2 м^2, ширина 1 м, глубина 0,2 м; группы Б — 0,3 м^2 и группы В — 0,4 м^2. В двух последних случаях ширина борозды может изменяться от 1 до 2 м при условии сохранения размеров заданного поперечного сечения. По высоте борозды также делят на проходки 0,2 м.

Горстевой способ опробования (его иногда называют «валовым») применяют с целью определения содержания полезного компонента в добываемой горной массе, а также для изучения вещественного состава песков. Пробы отбирают непосредственно в забое из разрыхленной (отбитой) горной массы несколькими равномерно распределенными по навалу порциями. Суммарный объем каждой горстевой пробы, как правило, не превышает 0,5 м^3.

Валовой способ в качестве основного применяется при эксплуатационном опробовании алмазоносных россыпей и специальном опробовании на россыпях других полезных ископаемых (золота, платины, касситерита и пр.). При эксплуатационном опробовании алмазоносных россыпей представительный объем валовых проб определяют исходя из разведочных данных о среднем содержании алмазов и среднем весе кристаллов на данном участке россыпи с расчетом получения в пробе не менее трех — пяти зерен алмазов. Необходимый объем пробы определяют по формуле

$$P = K\frac{d}{C},$$

где K — коэффициент, равный числу кристаллов алмазов в пробе;
d — средний вес кристаллов алмазов, мг;
C — среднее содержание алмазов, мг на 1 м^3 породы.

При опробовании богатых россыпей K принимают равным не менее 5, на россыпях со средними концентрациями алмазов — не менее 3.

На россыпях других полезных ископаемых валовые пробы отбирают для технологических исследований, определения гранулометрического состава, коэффициента разрыхления и льдистости (влажности) песков и т. д.

Задирковые пробы обычно отбирают при малой мощности продуктивных отложений и рудопроявлений, вскрытых в плотике. В последнее время при подземной разработке россыпей на предприятиях объединения Северовостокзолото задирковые пробы применяют для опробования почвы и кровли выработок с целью контроля полноты выемки и получения данных для составления акта на отработку площади. В этом случае задирка отбивается сечением 65 × 65 см². Глубина задирки 5 см. Такие же пробы иногда применяют и при актировании разрезов.

Специфическими опробовательскими выработками для россыпей являются лунки и копуши.

Л у н к а — вертикальная опробовательская выработка сечением примерно 0,2 м², углубляемая интервалами-проходками обычно по 0,2 м. Предназначается для установления верхней границы продуктивных отложений при вскрыше торфов, а также для определения полноты отработки россыпи.

К о п у ш — вертикальная опробовательская выработка сечением 0,8 × 1 м², углубляемая на всю мощность продуктивных отложений интервалами-проходками по 0,2—0,5 м. Применяется для получения дополнительной (к разведочным данным) характеристики продуктивных отложений.

При оформлении графических материалов для обозначения проб применяют соответствующие условные знаки (см. ниже).

Объем каждой пробы перед промывкой необходимо замерять ендовкой.

При вскрыше торфов на россыпях золота, платины, касситерита, вольфрамита опробование осуществляется в основном лунками, копушами, реже бороздовыми пробами. Пробы отбирают с полотна забоя, из специальных опробовательских выработок, бортов разрезов, горно-подготовительных выработок, а также из скважин и специальных горных выработок, предназначенных для взрывных работ при зимней вскрыше.

Лунковое опробование производят на конечной стадии вскрышных работ для оформления акта о готовности площади к разработке. Пробы располагают по всей площади по пикетам маркшейдерской сетки со стороной квадрата 10 или 20 м в зависимости от выдержанности россыпи.

При разработке золотоносных россыпей на предприятиях Северо-Востока верхнюю границу пласта определяют иногда по результатам валового опробования. В этом случае после вскрыши с помощью

бульдозера проходят несколько неглубоких траншей (0,1—0,2 м) или снимают задирки (площадью несколько десятков квадратных метров), окучивают горную массу из этих траншей или задирок и затем из полученных отвалов отбирают и промывают пробы. Такое опробование рекомендуется на россыпях с крайне сложной и расчлененной поверхностью пласта.

При разработке россыпей открытым способом ведется оперативное опробование забоев и при выявлении непромышленных участков россыпи — систематическое опробование этих участков лунками или копушами.

Борта разрезов опробуют бороздовыми пробами. Борозды располагают между бортовыми копушами с 20-метровыми интервалами. Если бортовые копуши отсутствуют, расстояние между бороздами сокращают до 10 м.

Основным способом опробования подземных выработок является бороздовый. В некоторых случаях для определения содержания полезного компонента в горной массе применяют горстевой способ.

При проведении нарезных выработок бороздовые пробы отбирают на всю мощность пласта, а при мощности пласта, меньшей высоты выработки, — на всю высоту выработки. Расстояние между пробами может колебаться от 2 до 10 м. В очистных выработках на одну пробу приходится 50—100 м^2 площади выработки.

Горстевые пробы в нарезных выработках располагают через 5—20 м, в очистных — по сеткам 10 × 10—20 × 20 м.

На дражном полигоне, подготавливаемом к эксплуатации, разбивают и закрепляют вехами сетку со стороной квадрата 10—20 м. В процессе разработки россыпи ведут оперативное и систематическое опробование. Оперативные пробы отбирают при каждом зашагивании драги. Объем проб — 0,01 м^3.

Место отбора систематических проб по вертикали определяют по положению черпаковой рамы относительно горизонта.

При послойной разработке россыпи с большой мощностью рыхлых отложений опробование ведется последовательно во время каждого зашагивания драги.

В случае разработки «поддором» россыпи с небольшой мощностью опробование производится сверху вниз на полную мощность отложений.

При оперативном и систематическом опробованиях пробы отбирают из породы, которая находится на козырьке черпака.

Приемы и методы опробования аллювиальных и аллювиально-делювиальных россыпей титана и редких металлов те же, что и для россыпей золота, олова и вольфрама.

Для опробования более древних погребенных россыпей, отличающихся высокой степенью сортировки песков и относительно

равномерным распределением полезных компонентов в песках, применяют скважины и подземные выработки.

Основным способом опробования обнажений и горных выработок является бороздовый.

Условные обозначения проб опробовательских выработок и порядок нанесения данных по ним при оформлении графических материалов

2,0— Бороздовая проба на открытых работах. Числа сверху вниз: мощность
0,8 торфов; мощность песков; номер пробы; среднее содержание полезного
⊕6 компонента в пласте (в данном случае — г/м³).
12,40

1,4— Бороздовая проба на подземных работах. Числа сверху вниз: выемочная
1,0 мощность; мощность песков; номер пробы; среднее содержание полезного
●16 компонента на пласт; среднее содержание на выемочную мощность.
3,82
2,73

○21—Лунка на открытых работах. Числа сверху вниз: номер пробы, содержание
3Н полезного компонента в пробе.

3Н—Лунка на подземных работах. Числа сверху вниз: содержание полезного
⊘2 компонента в пробе, отобранной в кровле; номер пробы. Если проба отобрана в почве, содержание полезного компонента проставляют под значком пробы.

1,8—Валовая проба на подземных работах. Числа сверху вниз: выемочная
⊙17 мощность; номер пробы; содержание полезного компонента в горной массе.
3,20

1,2—Копуш на открытых работах. Числа сверху вниз: мощность торфов;
0,8 мощность песков; номер пробы; содержание полезного компонента на
□5 пласт.
3.14

0,8 Копуш на подземных работах. Числа сверху вниз: мощность песков;
■18—номер пробы; содержание полезного компонента на пласт.
5,12

0,6—Восстающий. Числа характеризуют показатели в том же порядке, что
◪14 и в копуше на подземных работах.
0,18

Задирка на подземных работах. Номер пробы—справа от знака; содержание полезного компонента ставится над знаком при отборе пробы в кровле и под знаком — при отборе пробы в почве.

Примечание. Диаметр кружков — 2 мм; точки — 0,8 мм; сторона квадрата — 2 мм; номер пробы наносится черной тушью; мощность торфов — сиеной жженой; песков — синей тушью; содержание полезного компонента — красной тушью; знак — черной тушью.

12. Актирование отработанных площадей

Перед прекращением эксплуатационных работ в разрезах и в подземных горных выработках обязательна зачистка полотна (почвы) забоя. В процессе зачистки с полотна удаляют оставшиеся пески. В подземных выработках после удаления песков почву зачищают с помощью актировочных машин или металлическими метлами вручную. Зачистка площади сопровождается опробованием полотна, а в подземных выработках и кровле — лунками или задирками, рас-

полагаемыми по 5- или 10-метровой маркшейдерской сетке (в зависимости от характера плотика и распределения полезного компонента). В том случае, если в процессе опробования по лунке или задирке устанавливается промышленное содержание, углубление опробовательской выработки продолжают до полного пересечения продуктивных отложений.

Окончательно отработанными считаются площади, зачищенные до такой степени, когда во всех пробах, отобранных в полотне разреза, а в подземных выработках — в почве и кровле, содержание полезного компонента окажется ниже лимитного для оконтуривания промышленного пласта по вертикали.

13. Документация плотика россыпи и опробование рудопроявлений

В процессе разведки и разработки россыпных месторождений по мере обнажения коренных пород плотика горными выработками оформляется систематическая геологическая документация. Документация плотика сопровождает актирование выработок и заключается в составлении зарисовок по легенде и описании пород плотика. Масштаб зарисовок 1 : 50, в случае необходимости — больший (рис. 7). Главной задачей документации является обнаружение в плотике россыпи рудопроявлений и их промышленная оценка. В связи с этим все рудопроявления, встреченные в коренном залегании, при документации плотика сразу же подлежат тщательному исследованию и опробованию. Для опробования рудных тел и их зальбандов применяют бороздовый и задирковый способы.

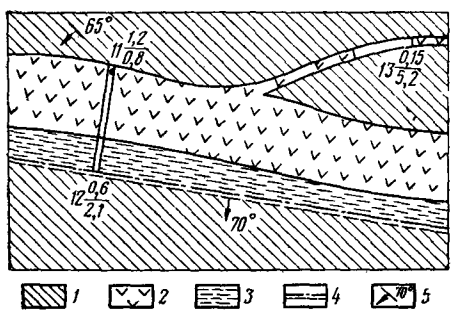


Рис. 7. Пример документации плотика россыпи:

1 — глинистые сланцы; *2* — кварцевая жила, *3* — минерализованный тектонический шов; *4* — трещина с тектонической глинкой; *5* — элементы залегания. Цифры справа около номеров бороздовой пробы 11—12 и задирковой пробы 13 обозначают: вверху — мощность рудного тела, внизу — содержание полезного компонента

Бороздовые пробы отбирают из рудных тел, мощность которых больше 0,15 м. Борозду располагают вкрест простирания рудного тела и в зависимости от мощности и строения тела разбивают на секции. Секционно опробуют рудные тела неоднородного строения при их мощности более 1 м. Ширина борозды 0,1 м, глубина 0,03 м. Вес пробы 8—12 кг.

Задирковые пробы отбирают из рудных тел мощностью до 0,15 м. При этом способе со всей обнаженной плоскости рудного тела снимают слой толщиной 5 см. В одну пробу объединяют материал с каждого метра задирки.

Глава IV

ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ И ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ

14. Документация выработок

Геологическая документация ведется систематически по мере проходки выработок. Ее масштаб 1 : 100, 1 : 50 и крупнее.

Первичные материалы: полевая книжка, промывочный журнал, журнал выработок, топографические планы разведуемых участков с нанесенными на них разведочными выработками, а также шлихи, пробы с полезными компонентами и образцы горных пород.

Основными документами разведочных работ являются журналы. Шлихи, пробы и образцы снабжают этикетками установленной формы, регистрируют в журналах и направляют на камеральную обработку. Для каждого вида разведочных работ, применительно к россыпям разных полезных ископаемых, устанавливают определенные формы журналов.

Шурфовой журнал составляют одновременно с проходкой шурфа или сразу же по ее окончании. Сведения об азимуте разведочной линии, расстоянии между выработками и отметке устья шурфа записывают по данным топографической съемки. Остальные графы заполняют на основании записей в полевой книжке.

При опробовании шурфов результаты промывки «проходок» заносят в промывочный журнал. После обработки результаты опробования переносят в шурфовой журнал.

Документация буровых скважин ведется только одновременно с проходкой. Первичная документация отражает характеристику литологического состава и объема извлеченной из скважины породы, глубину взятия пробы и интервал опробования.

Разрез рыхлых отложений при колонковом бурении и бурении скважин змеевиком или буровой ложкой описывают по извлеченной породе. При ударно-канатном бурении основные разновидности пород определяют по соотношению раздробленных обломков.

При документации скважин отмечают наличие и характер распространения мерзлоты, прослои льда, уровень грунтовых вод и наличие плывунов.

Сведения об отметке устья скважины, о местоположении и азимуте разведочной линии дают по данным топографической съемки.

Документация канав (траншей) заключается в составлении разведочного журнала по канаве, описании и зарисовке плотика и разреза рыхлых отложений вдоль одной или двух стенок канав.

На зарисовке подробно отражают литологический состав рыхлой толщи и состав пород, слагающих плотик россыпей. Указывают все слои и пропластки мощностью более 0,2 м. Выделяют поверхность плотика, наносят проявления рудной минерализации. Зарисовка коренных пород и рудных тел обязательно сопровождается указанием элементов залегания.

На зарисовке показывают границы талых и мерзлых пород, водоносных отложений и сушенцов. Отмечают места отбора проб, номера проб и результаты послойного опробования. По данным опробования выделяется промышленный пласт.

Документацию штолен и рассечек проводят по одной из стенок и забою. Забой зарисовывают обычно через 2—5 м. Описание и зарисовки ведут в разведочном журнале.

На основе разведочных журналов строят геологические разрезы, которые используют при подсчете запасов и составлении различных карт и планов.

На разрезах показывают рельеф дневной поверхности и плотика, глубину залегания плотика, литологические и стратиграфические особенности пород рыхлой толщи, границы промышленного пласта и данные поинтервального опробования разведочных выработок, уровень грунтовых вод и границы вечной мерзлоты.

Разведочные планы составляют в масштабах 1 : 2000 или 1 : 5000. На планах против разведочных линий указывают их номера и год проходки. Около каждой выработки, изображенной на плане, указывают ее номер, мощность торфов и песков, содержание полезного компонента на пласт и на горную массу.

При наличии двух пластов показатели по второму пласту (т. е. не связанному с основной россыпью) выписывают в выноске против соответствующей разведочной линии. Так же выписывают показатели по контрольным выработкам.

На планы наносят границы балансовых и забалансовых запасов, проставляют их категорию и номера блоков. Блоки нумеруют снизу вверх и слева направо (по течению), независимо от категории запасов и вида работ. Категорию запасов и номер блока показывают внутри блока, в верхнем левом (северо-западном) углу. В экспликации дают основные подсчетные показатели (мощность пласта песков, содержание и запас металла и т. д.) по оконтуренным блокам.

15. Кондиции

Кондиции на минеральное сырье разрабатывают в соответствии с едиными принципами подсчета и учета запасов полезных ископаемых, установленных классификацией запасов твердых полезных ископаемых, а также в соответствии с «Инструкцией о содержании и порядке представления на утверждение ГКЗ СССР проектов кондиций, необходимых для подсчета запасов полезных ископаемых» [17].

Технико-экономические расчеты по обоснованию кондиций производят на базе оперативных подсчетов запасов категорий А+В+С, когда надежно установлены качества полезного ископаемого, технологические схемы разработки, горногеологические и гидрогеологические ее условия.

В кондициях обычно предусматривают и обосновывают следующие показатели:

бортовое содержание полезных компонентов;

минимальное промышленное содержание полезных компонентов в блоке подсчета запасов;

минимальную мощность залежи полезного ископаемого;

максимально допустимую мощность прослоев пустых пород и пород с некондиционным содержанием полезного компонента, включаемых в подсчет запасов;

возможность отработки месторождения открытым способом, средний и предельный коэффициенты вскрыши;

требования к выделению при подсчете запасов различных типов и сортов минерального сырья, обусловленные необходимостью их раздельной добычи и переработки;

минимальное содержание попутных компонентов;

переводные коэффициенты для условного приведения попутных компонентов к основному;

минимальные запасы изолированных залежей для отнесения их к числу балансовых;

специальные требования к качеству минерального сырья, к горногеологическим условиям разработки месторождения и др.

В зависимости от конкретных условий кондициями устанавливаются только те показатели, которые необходимы для промышленной оценки данного месторождения.

16. Подсчет запасов

Подсчет запасов — заключительная стадия всего комплекса работ, связанных с разведкой и изучением месторождения. Задачей подсчета запасов является определение качества и количества полезного ископаемого.

Запасы подразделяются:

по степени изученности месторождения на четыре категории: А, В, C_1 и C_2;

по экономическому значению (по пригодности для разработки) — на балансовые и забалансовые;

по способам разработки месторождений — для добычи с раздельной выемкой (запасы для открытых и подземных работ), для добычи со сплошной выемкой (запасы для дражных и гидравлических работ);

по степени освоенности — на разведываемые, разведанные и эксплуатируемые.

Содержание и запас основных полезных ископаемых подсчитывают сперва в минералах (шлиховое золото, касситерит, вольфрамит, колумбит, ильменит, циркон, алмаз и т. д.), а затем, где это необходимо, пересчитывают на химически чистые элементы или окислы. Запасы золота, платины, олова подсчитывают в химически чистом металле; запасы вольфрама — в трехокиси; титана и циркония — в двуокиси; тантала и ниобия — в пятиокиси.

Запасы песков, торфов и горной массы определяют в кубометрах; запасы полезных компонентов — в весовом выражении; золота и платины — в килограммах; алмазов — в каратах; олова, трехокиси вольфрама и монацита — в тоннах; двуокиси титана и циркония — в тысячах тонн.

Содержание золота, платины, олова, вольфрама, танталониобатов и монацита на кубометр песков исчисляют в граммах; содержание ильменита, циркона и рутила — в килограммах; алмазов — в миллиграммах или каратах.

Последовательность подсчета запасов следующая: вычисление средних показателей по разведочным выработкам, оконтуривание продуктивного пласта в разрезе и плане, определение запасов в блоках и в целом по месторождению.

Наиболее ответственно вычисление средних показателей по выработкам. Расчеты сводятся к определениям средних содержаний по интервалам опробования, вычислению мощности торфов и песков, средних содержаний и вертикальных запасов в песках и горной массе.

При подсчете содержания по интервалам опробования учитывают коэффициент разрыхления пород и поправку на каменистость и льдистость отложений.

Средние значения коэффициента разрыхления, определенные на ряде россыпей Северо-Востока, приведены в табл. 33.

Содержание полезного компонента в пробе вычисляют по формуле

$$C = \frac{A}{V},$$

Таблица 33

Коэффициент разрыхления некоторых пород

Порода	В талом состоянии	В мерзлом состоянии
Галька с песком и илом	1,36	1,66
Галька разного размера	1,40	1,75
Щебенка с галькой и илом	1,45	1,84
Крупная шебенка с глиной	1,58	Более 2,0
Крупная щебенка без глины и песка	1,73	То же
Средневзвешенное	1,40	1,75

где C — содержание полезного компонента в 1 м³ песков, г, мг, карат;

A — масса полезного компонента, полученного при промывке пробы, г, мг, карат;

V — объем промытой породы, м³.

По этой формуле определяют также и количество зерен алмазов в 1 м³ породы, но тогда A обозначает не вес, а число зерен, извлеченных из пробы при ее обработке.

При вычислении C в пробах, объем которых определен ендовками (0,02 м³ породы в плотной массе), применяют формулу

$$C = \frac{50A}{n},$$

где n — число промытых ендовок.

В практике разработки золотоносных россыпей чаще всего массу намытого из пробы металла выражают в миллиграммах, а содержание — в граммах, в связи с чем эта формула приобретает вид

$$C = \frac{A}{20n}.$$

Иногда при обработке проб оловянных, вольфрамовых, цирконовых и других россыпей определяют не объем, а массу проб, но запасы песков выражают в кубических метрах. В этих случаях для расчета содержания полезного компонента в пробе сначала находят объемную массу породы в воздушно-сухом состоянии

$$Q = \frac{Q_1}{V},$$

где Q — объемная масса породы, кг/дм^3;
Q_1 — масса породы, вынутой из целика, кг;
V — объем породы, вынутой из целика, дм^3.

Содержание полезного компонента в пробе (г/м^3) вычисляют по формуле

$$C = \frac{1000AQ}{q},$$

где q — масса пробы, кг.

Если в продуктивном пласте содержится крупный (более 20 см в поперечнике) глыбовый или валунистый материал или прослои льда (более 10%), то при расчете содержания полезного компонента в пробе в формулы вводят соответствующую поправку. В этом случае глыбы или валуны, попавшие в пробу, выкладывают отдельно. Затем отдельно замеряют объем крупного и мелкого материала пробы и вычисляют процент каменистости по формуле

$$П_к = \frac{Q_в}{Q_в + Q_м} 100,$$

где $Q_в$ — объем валунного или крупноглыбового материала, м^3;
$Q_м$ — объем мелкого материала, м^3.

Аналогично определяют процент льдистости ($П_л$). С поправкой на каменистость или льдистость содержание вычисляют по формулам

$$C_к = \frac{C(100 - П_к)}{100}; \quad C_л = \frac{C(100 - П_л)}{100}.$$

Когда обе поправки учитываются одновременно, формула имеет вид

$$C_н = \frac{C[100 - (П_к + П_л)]}{100}.$$

При разведке россыпей скважинами ударного бурения наиболее распространен способ вычисления теоретического объема пробы по площади забоя и глубине скважины.

При проходке скважин с обсадкой трубами площадь забоя скважины определяют по внешнему диаметру башмака обсадной трубы, при беструбном бурении (в мерзлых породах) — по внутреннему диаметру башмака. Среднее содержание по интервалам углубки рассчитывают по формуле

$$C = \frac{AB}{10l},$$

где C — содержание в пробе, г/м^3;

B — частное от деления 1 м^2 на площадь забоя скважины, выраженную в м^2;

l — интервал углубки скважины, см;

A — масса полезного ископаемого: золота — в миллиграммах, олова, вольфрамита, шеелита — в граммах.

Оконтуривание россыпи производят на плане инструментальной съемки с нанесенными на него разведочными выработками. Масштаб плана обычно принимают от 1 : 1000 до 1 : 10 000, чаще 1 : 2000. Вторым документом, на основании которого россыпь оконтуривают в плане, являются разрезы по разведочным линиям с указанными на них границами промышленного пласта.

Для детально разведанных россыпей или их участков обязательно составляют карты плотика.

Промышленную границу россыпи по ширине проводят посредине расстояния между крайней лимитной (или бортовой) и соседней нелимитной выработками.

Если промышленной оказывается крайняя выработка на линии, то границу россыпи выносят за выработку на величину ее влияния (половину среднего расстояния между выработками, принятого на данной линии).

Точки на разведочных линиях, определяющие границу промышленной части россыпи, соединяют прямыми линиями. В тех случаях, когда геоморфологические условия не позволяют провести прямую линию, границу россыпи проводят по контуру геоморфологического элемента долины.

Россыпи оконтуривают с учетом сплошности отработки. В блоки запасов допускается включение отдельных нелимитных выработок, но с таким расчетом, чтобы они не снижали содержание по блоку ниже предельно среднего.

Выклинивание промышленной части по длине россыпи производят с учетом рельефа плотика на центр выработки соседней линии с максимальным вертикальным запасом. Обедненный или пустой участок внутри россыпи выклинивают на центр выработки с минимальным вертикальным запасом.

Способ подсчета запасов в основном определяется способом построения подсчетных блоков. Применительно к россыпям используют три основных способа: линейный, способ геологических блоков, способ ближайшего района.

Линейный способ подсчета запасов наиболее распространен. Этим способом подсчитывают запасы по одной, двум или нескольким линиям. В основе его лежит подсчет линейных запасов, который выполняют после оконтуривания россыпи в разрезе.

При подсчете запасов по одной линии границы блока проводят

посредине между двумя соседними линиями. Если данный блок конечный, то границы блока экстраполируются на половину расстояния между линиями, принятого на данном месторождении для запасов категории C_1. Для определения запасов полезного ископаемого линейные запасы песков, горной массы и полезного ископаемого умножают на полусумму расстояний между соседними линиями или средние данные по линии — на площадь блока.

Широко распространен способ подсчета запасов, когда каждый подсчетный блок ограничивается двумя разведочными линиями. При этом возможны два варианта:

средние показатели для блока (среднюю мощность песков, торфов и среднее содержание полезного ископаемого) умножают на площадь блока;

полусумму линейных запасов песков, торфов и полезного ископаемого по линиям, ограничивающим блок, умножают на расстояние между линиями (длину блока).

Значительно реже подсчетный блок опирается на несколько линий. В этом случае россыпь подразделяют на отдельные участки, характеризующиеся относительно однородным строением и одинаковой степенью разведанности.

Способ геологических блоков заключается в том, что оконтуривают общую площадь россыпи или отдельных ее участков, характеризующихся однородным геологическим строением и примерно одинаковой степенью разведанности. В пределах контура учитывают данные по всем имеющимся разведочным выработкам. Запасы подсчитывают умножением площади блока на средние показатели. Способом геологических блоков обычно подсчитывают запасы на россыпях неправильной и линзообразной формы, разведанных большим числом выработок.

Способ ближайшего района считается устаревшим и применяется очень редко. При подсчете запасов этим способом всю площадь месторождения разбивают на отдельные участки (многоугольники) и на каждый участок распространяют данные разведочной выработки, находящейся в его центре.

Площади подсчетных блоков неправильной формы замеряют планиметром, а правильной формы определяют путем вычислений.

Существенное влияние на достоверность результатов подсчета оказывает учет высоких («пиковых») проб и самородков. Высокой считают пробу с повышенным содержанием полезного компонента, включение которой в подсчет значительно завышает запасы в опробуемом участке против действительных.

Существует несколько способов ограничения высоких проб и веса самородков. В настоящее время наибольшее применение находит способ П. А. Каллистова.

При составлении технического проекта разработки месторождения производится набор эксплуатационных блоков.

Набор блоков осуществляется с учетом проектируемых способов разработки и территориальной концентрации работ.

В набор включают обычно блоки с запасами высоких категорий, хорошо разведанные и изученные. Вместе с запасами высоких категорий допускается также отработка запасов категории C_1.

Запасы подсчитывают по каждому включенному в набор эксплуатационному блоку с указанием категории запасов и степени отработки. Принятое условное деление площадей по степени отработанности показано на рис. 8. Обозначения, приведенные на рисунке, облегчают составление и восприятие геологических планов.

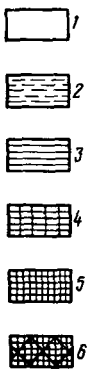


Рис. 8. Условные обозначения площадей по степени отработанности:

1 — целиковые площади, *2* — частично вскрытые площади, *3* — площади, подготовленные к разработке; *4* — затронутые разработкой (частично отработанные площади), *5* — площади с незачищенными песками (недоработки), *6* — актированные (отработанные) площади

Запасы по площадям, затронутым разработкой, определяют с учетом данных эксплуатационного опробования.

При проектировании необходим пересчет разведочных данных на эксплуатационные.

Для открытых работ объем песков увеличивается за счет задирки полотна россыпи при зачистке на 0,1 м и оставления предохранительной торфовой «рубашки» — 0,2—0,5 м.

Объем торфов при этом соответственно уменьшается. Для подземных работ объем песков определяется в зависимости от принимаемой выемочной мощности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ, РЕКОМЕНДУЕМОЙ К РАЗДЕЛУ II

1. Билибин Ю. А. Основы геологии россыпей. Изд. АН СССР, 1956.
2. Бетехтин А. Г. Курс минералогии. М., Госгеолтехиздат, 1961.
3. Божинский А. П., Гневушев М. А., Каллистов П. Л. и др. Методы разведки и подсчета запасов россыпных месторождений полезных ископаемых. Тр. ЦНИГРИ, вып. 65. М., «Недра», 1965.
4. Божинский А. П., Кечек Г. А., Захваткин В. А. Основные вопросы разведки месторождений золота. Тр. ЦНИГРИ, вып. 76. М., 1967.
5. Власов А. С. Пути повышения эффективности разведки россыпей золота буровыми скважинами в районах вечной мерзлоты. Тр. ВНИИ-1, т. XXVI. Магадан, 1967.
6. Власов А. С. Методика повторной разведки россыпей для дражной добычи. Материалы по методике разведки полезных ископаемых. М., Госгеолтехиздат, 1962.
7. Войтович А. К., Розин А. А. Поиски и разведка россыпных месторождений золота. М., Госгеолтехиздат, 1941.

8. Временная инструкция по геологическому обслуживанию горных предприятий, разрабатывающих россыпные месторождения полезных ископаемых. МГ и ОН СССР, 1960.

9. Временная инструкция по эксплуатационному опробованию при подземном способе разработки россыпных месторождений золота. Тр. ВНИИ-1. Магадан, 1968.

10. Временное руководство по методике повторной разведки россыпей для дражной отработки. Тр. ВНИИ-1. Магадан, 1959.

11. Временная инструкция по эксплуатационному опробованию россыпных месторождений золота при дражной разработке. Тр. ВНИИ-1. Магадан, 1962.

12. Геология россыпей. М., «Наука», 1965.

13. Геология россыпей. Магадан. «Сов. Колыма», 1944.

14. Достовалов В. Н., Кудрявцев В. А. Общее мерзлотоведение. М., изд. МГУ, 1967.

15. Инструкция по применению классификации запасов к россыпным месторождениям золота, платины, олова, вольфрама, титана, циркония, тантала и ниобия, редких земель и алмазов. М., Госгеолтехиздат, 1962.

16. Инструкция о порядке внесения, содержании и оформлении материалов по подсчету запасов рудных и нерудных полезных ископаемых, представляемых для утверждения в Государственную комиссию по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР (ГКЗ) и территориальные комиссии по запасам полезных ископаемых (ТКЗ). М., Госгеолтехиздат, 1960.

17. Инструкция о содержании и порядке представления на утверждение ГКЗ СССР проектов кондиций, необходимых для подсчета запасов полезных ископаемых и методические указания по обоснованию и расчету кондиций для подсчета запасов твердых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев). ГКЗ СССР. М., 1965.

18. Инструкция по подсчету запасов золота и олова в россыпях. Дальстрой, Магадан, 1954.

19. Инструкция по составлению годовых планов-проектов разработки рудных и россыпных месторождений. Магадан, ОТИ, 1961.

20. Крейтер В. М. *Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых*. ч. 1 и 2. М., Госгеолтехиздат, 1961.

21. Красулин В. С. Справочник техника-геолога. М., «Недра», 1967.

22. Карташов И. П. Генетические типы и фации рыхлых отложений, приуроченных к речным долинам Северо-Востока СССР. ОТИ, Магадан, 1958.

23. *Методические указания по проведению отдельных этапов геологоразведочных работ*. Твердые полезные ископаемые. МГиОН СССР. М., Госгеолтехиздат, 1961.

24. Методические указания по производству геологоразведочных работ, вып. XII — Разведка россыпных месторождений золота, платины, олова, вольфрама, титана, тантала и ниобия. М., Госгеолтехиздат, 1957.

25. Методические указания по проведению предварительной разведки твердых полезных ископаемых. МГ и ОН СССР. М., Госгеолтехиздат, 1961.

26. Прозоров М. А. Геология россыпей. «Сов. Колыма», Магадан, 1944.

27. Приисковая геологическая служба. Сборник руководящих материалов. «Сов. Колыма», Магадан, 1949.

28. Положение о порядке составления и рассмотрения технико-экономических докладов о целесообразности промышленного освоения вновь открытых месторождений полезных ископаемых и принятых по ним решений о переходе от предварительной к детальной разведке. ГКЗ СССР, М., 1960.

29. Романовский Н. Н. Схема подразделения подземных вод области распространения многолетнемерзлых пород. «Региональная гидрогеология и ресурсы подземных вод Сибири и Дальнего Востока», вып. II, изд. СО АН СССР, Иркутск, 1966.

РАЗДЕЛ III

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ (РАЗРАБОТКА С ПОМОЩЬЮ ЗЕМЛЕРОЙНЫХ МАШИН)

Глава I

ПОДГОТОВКА К ВЫЕМКЕ

1. Общие сведения об открытой разработке

Открытая разработка россыпных месторождений — понятие несколько условное. Под ним принято понимать разработку при помощи землеройных и транспортных машин. В общем виде гидравлическая разработка также является открытой, однако она, как правило, выделяется в самостоятельный способ.

Открытым способом могут разрабатываться талые и вечномерзлые россыпные месторождения различных полезных ископаемых. Этот способ является основным (наряду с дражным) при разработке редкометальных россыпей и занимает главное место при разработке россыпных месторождений золота. В золотодобывающей промышленности СССР объем переработки этим способом превышает 34%.

Талые россыпи разрабатываются землеройными машинами на всю глубину без предварительной подготовки. Россыпи в мерзлом состоянии без предварительной подготовки (при существующей технике) разрабатываться не могут. Такая подготовка может осуществляться с помощью взрывного и механического рыхления или с применением различных способов оттайки.

Открытая разработка россыпных месторождений землеройно-транспортными машинами включает ряд работ, являющихся звеньями общего комплекса, однако различающихся в достаточной степени для того, чтобы их рассматривать раздельно.

Подготовительные работы — расчистка площади от пней и кустарников, снятие мохо-растительного покрова, выравнивание старых отвалов, игловая и другие виды гидрооттайки, рыхление буровзрывным и механическим способами. Здесь же учитываются все работы по осушению россыпей, или так называемые горноподготовительные работы.

Вскрышные работы. Назначение — обнажить полезное ископаемое, для возможности его непосредственной разработки. Вскрыш-

ные работы состоят из непосредственной вскрыши торфов и их перевалки (переэкскавации). По объемам вскрышные работы являются основными при открытой разработке.

Разработка песков (добычные работы). В некоторых случаях эти работы ведутся одновременно с вскрышными, но иногда и раздельно. Как правило, добычные работы осуществляются при помощи тех же механизмов, что и вскрышные.

При разработке мерзлых россыпей понятие «разработка» часто объединяется с понятием «промывка», о чем будет сказано в соответствующем разделе.

К открытым работам относится также **отвалообразование**, необходимое при разработке вечномерзлых россыпей подземным способом. Однако по установившейся методике учета этот вид работ учитывают вместе с подземными работами.

И, наконец, как самостоятельный вид открытых работ, иногда выделяется **механическое рыхление**, которое производится с целью повышения интенсивности этой разработки.

Открытая разработка россыпей при помощи землеройных и транспортных машин может применяться в самых различных горно-геологических условиях. Практически ее применение ограничивается только в двух случаях:

россыпь залегает в узкой долине с крутыми склонами, которые не дают возможности уложить объем вскрыши, или же рельеф поверхности не позволяет использовать землеройные машины;

в результате значительной глубины залегания россыпи (особенно при небольшой ее ширине) открытая разработка становится экономически менее эффективной по сравнению с подземной.

Практика показывает, что для разработки всеми способами наиболее трудоемки крупноскелетные породы с илисто-глинистым заполнителем. В мерзлом состоянии такой состав представляет собой плотно сцементированный конгломерат без плоскостей скалывания (табл. 34).

Таблица 34

Трудоемкость разработки мерзлых пород*

Порода	Трудоемкость разработки при 3° С (условных единиц)
Суглинок	4,5
Крупный песок (влажность 10—15%)	6,6
Песчано-гравийные породы	8,5
Песчано-валунистые (влажность 30%)	9,5

* За единицу принята трудоемкость разработки талых суглинков.

Непосредственная разработка вечномерзлых россыпей с применением землеройной техники невозможна. Необходимы специальные подготовительные работы. Такими работами могут быть естественное и искусственное оттаивание, рыхление с помощью буровзрывных работ и механическое рыхление. Последний вид рыхления применяется пока как вспомогательный, однако может приобрести самостоятельное значение по мере увеличения мощности тракторов-тягачей.

2. Подготовка при помощи оттайки

Естественное оттаивание мерзлых пород с систематическим снятием талого слоя. Этот способ распространен в связи с его простотой и дешевизной. Заключается он в том, что со всей поверхности полигона через определенные промежутки времени удаляют слой пород, оттаявших под действием тепла солнечной радиации.

Интенсивность разработки находится в прямой зависимости от частоты снятия талого слоя. Наиболее целесообразно снятие производить не реже одного раза в сутки.

Глубина сезонной выемки пород при этом способе также зависит от частоты снятия талого слоя и его мощности, а производительность бульдозеров или скреперов, ведущих послойную разработку, — от толщины срезаемой стружки, площади полигона, состава и влажности пород.

Производительность машин при такой работе во многих случаях ниже нормативной. Особенно это характерно для льдонасыщенных валунистых рыхлых отложений. Оттаяв, льдистые породы плывут, а крупные включения (валуны) препятствуют срезанию тонкого слоя. Установлен минимально необходимый слой талых пород, при котором производительность бульдозеров существенно не снижается, а скорость оттаивания остается сравнительно высокой (табл. 35).

Увеличение толщины снимаемых талых слоев на 25—50% свыше минимально необходимой величины повышает производительность бульдозеров всего на 4—7%, но зато резко снижает общую скорость оттаивания и почти в два раза уменьшает возможную глубину сезонной выемки.

Естественное оттаивание с накоплением талого слоя (метод тепловой мелиорации). Интенсивность оттаивания мерзлоты в этом случае значительно меньше, чем при послойном удалении талых пород. Поэтому такой метод рационально применять при сильно льдонасыщенных породах или когда необходимо создавать запас талых пород для осенней вскрыши.

Цикличность выемки пород, оттаянных с помощью тепловой мелиорации, зависит от организации работ и технических возможностей. Если возможна разовая разработка всего накопленного за

Таблица 35

Скорости оттаивания в зависимости от состава и влажности пород, см

Состав породы	Минимально необходимый слой талых пород, см	Весовая влажность (льдистость), %	Температура наружного воздуха, °С											
			+4			+8			+12			+16		
			Продолжительность оттайки, ч											
			24	48	72	24	48	72	24	48	72	24	48	72
Торф с небольшим количеством гравийно-галечного материала и глины, льдонасыщенные илы	6—7	40	3,8	5,4	6,7	5,5	7,7	9,4	6 8	9,6	11,6	7.8	11,1	13,5
		50	3,7	5,2	6,4	5,3	7,4	9,1	6,5	9,1	11,1	7,5	10,5	13,0
		60	3,4	4.8	5,9	4,8	6,8	8,4	6,0	8,4	10.2	6,9	9,7	12,0
Галечно-щебенистый материал, крупный песок, слабосвязанные илисто-глинистой примазкой, крупные включения не превышают 3%	7—8	20	6,0	8,6	10,4	8.5	12,0	14,8	10,3	14,8	18,0	11,9	17,1	20,9
		30	5,0	7,0	8,6	7,1	10,1	13,1	8,6	12,1	14,9	10,0	14,1	17,3
		40	4,3	6,2	7,6	6,2	9,0	11,0	7,8	11,0	13,3	8,9	12,6	15,2
Разрушенные песчано-глинистые сланцы, галечно-щебенистый материал, сцементированный илом и глиной, крупные включения отсутствуют	8—9	20	7,3	10,4	12,6	10,3	14,6	17,9	12,6	18,0	21,9	14,6	20,7	25.1
		30	6,0	8,6	10,3	8,6	12,0	14,8	10,5	15,0	18,0	12,0	17,2	21,0
		40	5,6	7,9	9,6	7,6	11,1	13,6	9,5	13,7	16,7	11,0	15,8	19,0
Крупнообломочный материал размером до 200 мм (15—20%), мягкая глина, льдонасыщенные илы	10—11	20	6,7	9,4	11,5	9,3	13,4	16,3	11,4	16,3	19,9	13,1	18,9	22,9
		30	5,6	7,9	9,4	7,8	11,0	13,2	9,5	13,5	16,5	11,0	15,4	19,0
		40	5,0	8,0	8,4	7,0	9,9	12,0	8,5	12,0	14,8	9,8	14,0	17,0
Крупнозернистый песок, гравий и щебень, небольшое количество глинистого материала, количество булыжников и валунов до 20%	11—13	20	5,7	8,1	10,0	8,2	11,6	14,1	10,0	14,1	17,2	11,5	16,3	20,0
		30	4,9	6,9	8,6	7,0	9,8	11,9	8,5	11,9	14,6	9,8	13,8	16,9
Жирная глина, тяжелый суглинок и моренные отложения с включением щебеночно-галечного материала и валунов размером в поперечнике 200—800 мм (до 20% по объему)	15—17	20	5,9	8,4	10,3	8,4	10,8	14,5	10,6	14,5	17,8	11,8	16,8	20,5
		30	5,0	7,0	8,6	6,9	9,9	12,0	8,5	12,0	14,7	9,8	13,9	17,0
		40	4,3	6,2	7,7	6,1	8,9	10,8	7,6	10,9	13,1	8,6	12,6	15,1

теплый период слоя талых пород, то применяют годовую цикличность. При отсутствии такой возможности или когда нужно равномернее загрузить бульдозеры в течение сезона, продолжительность оттаивания сокращают до одного-двух месяцев, выполняя за лето два-три цикла и более.

Применяя метод тепловой мелиорации, в течение одного сезона (июнь — август) мерзлые рыхлые отложения VI—VIII категорий можно оттаивать на глубину 1,6—2,3 м в зависимости от состава пород и их льдонасыщенности.

При годовой цикличности вскрышных работ с применением тепловой мелиорации разработку необходимо начинать осенью со снятия мохо-торфяного покрова. Это позволит летом следующего года провести осушительные канавы и с первых дней теплого периода интенсифицировать накапливание талого слоя.

Проходку канав осуществляют в зависимости от рельефа местности до глубины 0,4—0,7 м путем снятия талого слоя пород бульдозером (один раз в пять — семь дней).

Расстояние между осушительными канавами (в зависимости от водопроницаемости пород и принятой системы разработки) принимают равным 30—50 м.

Если годовой цикл подготовки пород к выемке с помощью тепловой мелиорации не планируется и вскрышные работы начинаются в июне или июле (с последующим накапливанием слоя талых пород в течение 60 и 30 суток), то мохо-торфяной покров целесообразно снимать тонкими слоями по мере естественного оттаивания. Мощность оттаявшего слоя за один месяц 0,45—0,60 м. С понижением температуры воздуха до 5—7° (первая декада сентября) и при наличии талого слоя мощностью более 0,5 м оттаивание прекращается.

В условиях приисков Магаданской области промерзание накопленного за теплое время года слоя талых пород мощностью 0,6 м происходит в конце первой декады октября, мощностью 1,2 м — в конце третьей декады октября и слоя мощностью 2,0 м — к 10—14 ноября.

Подготовка при помощи искусственного оттаивания. Наиболее универсальным способом оттаивания является гидроигловой, широко практикующийся при подготовке дражных полигонов (см. соответствующий раздел). При других (кроме дражного) способах разработки гидроигловая оттайка применяется только в порядке эксперимента. Вместе с тем следует ожидать, что ее применение в сочетании с использованием экскаваторов на вскрышных работах даст возможность значительно увеличить глубину открытой разработки вечномерзлых россыпей. Оттайка должна производиться в полном соответствии с инструктивными материалами по оттайке дражных полигонов.

Фильтрационно-дренажная оттайка с успехом может применяться для подготовки пород к вскрыше, особенно в тех случаях, когда коэффициент фильтрации рыхлых отложений, слагающих торфа, превышает 50 м/сутки.

Дождевальная оттайка рекомендуется, когда необходимо оттаять отвалы торфов или хвостов промывки прошлых лет. Применение передвижных дождевальных установок намного ускоряет оттайку материала, уложенного в отвале.

3. Рыхление мерзлых пород

Рыхление при помощи механических рыхлителей. В последнее время в связи с постоянно увеличивающейся мощностью землеройных машин все более широко начинает применяться механическое рыхление мерзлых рыхлых отложений. Оно применяется для рыхления мерзлой корки, образовавшейся над талыми породами в результате их промерзания сверху, для интенсификации работ в тех случаях, когда недостаточна мощность талого слоя или же когда торфа (пески) представлены трудноразрабатываемыми породами (валуны, мерзлые жирные глины, коренные породы).

Рыхление осуществляется с помощью навесных или прицепных рыхлителей. Наиболее выгодно применение одностойковых рыхлителей (мощность двигателя на одну стойку для успешного рыхления вечномерзлых крупноскелетных рыхлых отложений должна быть не менее 250—300 л. с.).

Рыхление при помощи шпуровых зарядов. Для рыхления мерзлых пород мелкошпуровыми зарядами расположение шпуров может быть вертикальным и горизонтальным (рис. 9). Глубина шпуров, расстояния между ними в ряду и между рядами при вертикальном расположении зависят от характеристики пород, а при горизонтальном — также и от мощности обуриваемого уступа.

При горизонтальном расположении шпуров забой делится на уступы, высота которых не должна превышать 3—3,5 м.

Показатели буро-взрывных работ при рыхлении шпуровыми зарядами и при проведении первоначальной траншеи (см. рис. 9, *а*) приведены в табл. 36 и 37.

Рыхление при помощи вертикальных взрывных скважин. Рыхление осуществляется с помощью скважин 56—150 мм, пробуренных станками, типы которых указаны в табл. 38.

Рыхление с помощью вертикальных взрывных скважин производится главным образом для подготовки пород к вскрыше. Значительно реже оно применяется для рыхления песков, когда они сложены валунистыми рыхлыми отложениями или же приурочены к трещиноватым коренным породам.

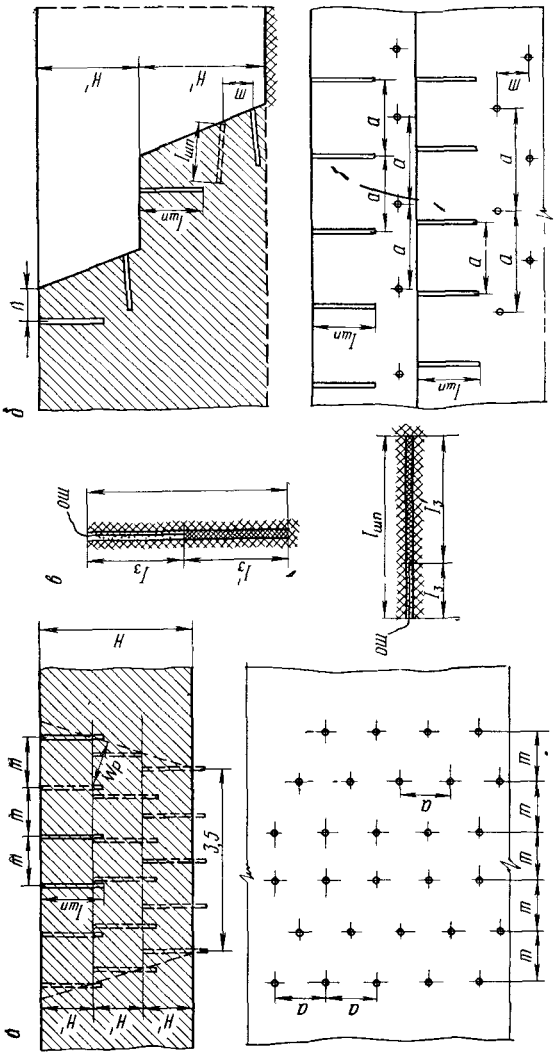


Рис. 9. Схемы расположения шпуров и конструкция зарядов:
а — расположение шпуров при проведении траншей; *б* — расположение шпуров при рыхлении пород с разделением на уступы; *в* — конструкция зарядов

Скважины расположены по схеме, показанной на рис. 10. Расстояние от верхней бровки уступа до устья скважины первого ряда n должно быть таким, чтобы отношение $\frac{H\ (\text{мощности})}{W_{\text{р}}\ (\text{ЛНС})}$ было равно: при диаметре скважины 56—80 мм — 0,2—0,5; при диаметре скважины 105 и 150 мм — 0,5—0,8.

Заряжание вертикальных скважин производится порошкообразным и патронированным аммонитом № 6ЖВ вручную и игданитом — с помощью зарядной машины УЗА-3-II.

При использовании порошкообразного ВВ применяют специальные картонные воронки или изготавливают на месте зарядки патроны длиной 0,3—0,6 м, ∅ 70, 95, 110 и 140 мм. Заряды ВВ — сплошные колонковые или рассредоточенные. Заряды рассредоточивают при помощи деревянных вставок бумажных пробок и путем подвешивания их на прочном шнуре. При рассредоточении качество дробления улучшается, а выход негабарита уменьшается почти на 15%.

В табл. 39 приведен расход ВВ при рыхлении.

Для предотвращения затухания детонационной

Таблица 36

Основные параметры буровзрывных работ при рыхлении мерзлых пород VI—VII категорий шпуровыми зарядами

Показатели	Мощность торфов, м						
	2	2,5	3	3,5	4	4,5	5
Высота рабочего уступа, м	2	2,5	3	3,5	2	2—2,5	2,5
Количество рядов:							
вертикальные шпуры . .	1	1	1	1	2	2	2
горизонтальные шпуры	1	2	2	2	2	4	4
Расстояние от бровки до ряда вертикальных шпуров, м	0,6	0,6	0,6	0,6	0.5	0.5	0,4
Длина шпура, м:							
вертикального	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25
горизонтального	1	1	1	1	1	1	1
Расстояние между рядами, м	—	0,4—0,6	0,6—0,7	0,7—0,9	—	0,4—0,6	0,6—0,7
Масса заряда шпура, кг:							
вертикальные шпуры . .	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94	0.94
горизонтальные шпуры	0,98	0,98	0,98	0,98	0.98	0,98	0.98
К. и. ш.:							
вертикальные шпуры . .	0,83	0,83	0 83	0,83	0,83	0,83	0,83
горизонтальные шпуры	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85
Удельный расход ВВ, кг/м³	0,72	0,72	0,71	0,71	0,71	0,72	0,72
Выход горной массы с 1 м шпура, м³	1,17	1,21	1,24	1,26	1,17	1,19	1,21

Таблица 37

Основные параметры буровзрывных работ при проведении траншей по породам VI—VII категорий

Показатели	Мощность торфов, м						
	2	2,5	3	3,5	4	4,5	5
Количество слоев выемки . .	2	3	3	4	4	5	5
Мощность слоя выемки, м	1	0,8—0,9	1	0,9—0,8	1	0,9	1
Длина шпура, м	1,35	1,0—1,2	1,35	1,2—1,07	1,35	1,2	1,35
Расстояние между рядами, м	1	0,9—1	1—1,2	0,9—1	1—1,2	0,9—1	1—1,2
Расстояние между шпурами, м	1,2	1,1	1,2	1,1	1,2	1,1	1,2
Масса заряда шпура, кг *	0,97	0,97	0,97	0,97	0,97	0,97	0,97
Удельный расход ВВ, кг/м³	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
Выход горной массы с 1 м шпура, м³	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0 8
К. и. ш.	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75

* 1. Тип ВВ —аммонит № 6 патронированный 2. Способ взрывания огневой. 3. Плотность заряжания вертикальных шпуров — 0,9 кг/дм³, горизонтальных — 0,87 кг/дм³.

Таблица 38

Техническая характеристика буровых станков

Показатели	Тип станка						
	ВУД-1	СДВВ-II	НКР-100м	БС-3	СБС-1	СБС-2	2СБШ-200
	Диаметр скважины, мм						
	56—105	105	105	120	120	150	214; 243
Размеры, мм:							
длина	4500	4500	1300	3400	2500	2700	8300
ширина	2380	2380	600	2500	200	2100	4800
высота:							
максимальная	7000	7000	650	7450	2700	2700	13 200
минимальная	4000	4000	—	4000	1500	1500	6000
Глубина бурения, м:							
вертикальных скважин	15	15	7	5	8	12	32
горизонтальных скважин	—	—	80	—	30	40	—
Осевое усилие, кгс	500	600	600	1310	700	800	—
Техническая скорость бурения, мм/мин	480	550	76	92	150	168	120—130
Сменная производительность (смена 7 ч), м:							
при бурении вертикальных скважин	66—72	150—160	24—28	24—32	44—50	48—52	32—38
при бурении горизонтальных скважин	—	—	20—23	—	42—45	45—48	—
Диаметр буровых штанг, мм	46	70	63,5	116	89	89	—
Длина буровых штанг, мм	—	4000	1200	5500	1500	1500	—
Расход сжатого воздуха, $м^3$/мин	—	3,4	7	—	9	12	20
Мощность электродвигателей, квт:							
вращателя	7	5,5	2,8	2,8	3,5	5	—
лебедки	4,5	4	—	—	—	—	—
ходовой части	28	22	—	20	10	14	—
Скорость передвижения станка, км/ч	2,25	1,65	—	2,5—9,6	1,8	1,8	2,2—6,3
Масса станка в рабочем положении, кг	11 510	12 110	235	11 000	3200	4100	5000

волны вдоль скважины прокладывают две нити детонирующего шнура. Устье скважины после зарядки на глубину 0,2—0,5 м заполняется забоечным материалом (буровая мелочь и речной песок). Взрывание 3—5 неглубоких скважин (до 5 м) производится огневым методом. При большом количестве скважин и их значительной глубине применяется электрический метод с использованием электродетонаторов короткозамедленного действия.

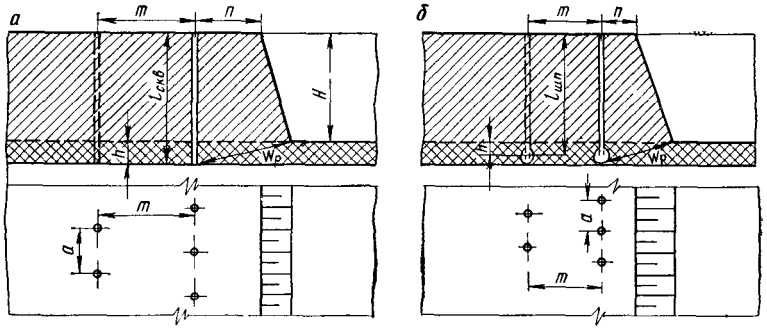


Рис. 10. Схемы расположения скважин при разработке пород уступами:
а — без прострелки скважин; *б* — с прострелкой скважин зарядами ВВ

Таблица 39

Расход ВВ (кг) при рыхлении мерзлых пород VI—VII категорий вертикальными скважинами

Диаметр скважины, мм	Аммонит				Игданит			
	Мощность уступа, м							
	2	4	6	8	2	4	6	8
56	0,95	0,88	—	—	1,12	1,01	—	—
80	0 90	0,78	0,73	—	1,08	0,98	0,91	—
105	0,82	0,74	0,715	0,695	0,98	0,89	0,84	0,80
120	1,20	0,92	0,75	0,69	1,28	1,07	0,92	0,80
150	1,06	0,84	0,70	0,64	1,22	1,00	0,85	0,76

Рыхление пород при помощи горизонтальных взрывных скважин. Горизонтальные скважины бурят из специально пройденных для этой цели буровых траншей или из ранее отработанных разрезов. Скважины можно располагать перпендикулярно или параллельно уступу (борту разреза) (рис. 11).

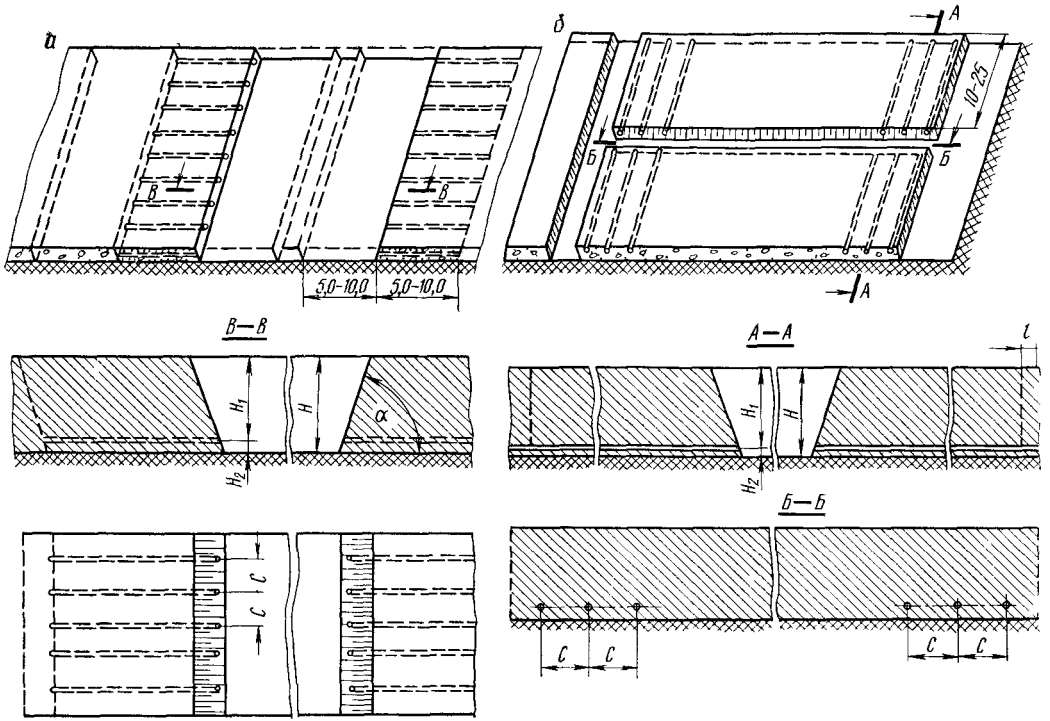


Рис. 11. Схема расположения горизонтальных взрывных скважин при подготовке пород к вскрыше:
а — перпендикулярное расположение, *б* — параллельное расположение

Производительность буровых станков зависит от длительности вспомогательных операций по наращиванию и извлечению штанг. Продолжительность этих операций, в свою очередь, зависит от глубины бурения и составляет 1,5—2,2 *мин/м* пробуренной скважины. Для снижения непроизводительных затрат времени в процессе бурения необходимо более интенсивно удалять из скважины буровую мелочь сжатым воздухом. Скорость бурения повышается с увеличением длины скважины, так как время подготовительно-заключительных операций при этом изменяется в небольших пределах.

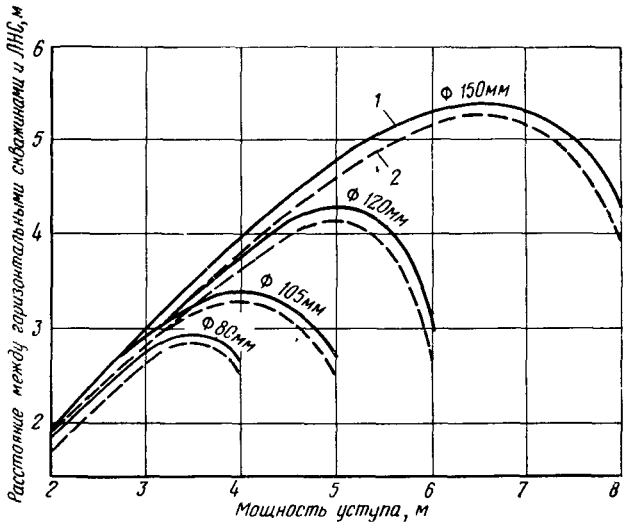


Рис. 12. Изменение расстояния между горизонтальными скважинами (кривая *1*) и ЛНС (кривая *2*) в зависимости от диаметра и мощности уступа

При горизонтальном расположении скважин расстояние между ними зависит от мощности уступа и, как правило, не превышает ее. ЛНС равна 0,92—0,95 расстояния между скважинами независимо от их диаметра. Мощность уступа влияния на ЛНС не оказывает. Из рис. 12 видно, что оптимальное расстояние между скважинами при мощности уступа 3,2—3,8 м и скважинах ∅80 мм составляет 2,8 м, мощности уступа 3,5—4,5 м и скважинах ∅105 мм — 3,2 м, мощности уступа 4,5—5,5 м и скважинах ∅120 мм — 4,1 м, мощности уступа 6—7 м и скважинах ∅150 мм — 5,2 м. Эти расстояния обеспечивают максимальный выход горной массы с метра скважины, равный соответственно 8; 10; 16,5 и 24,8 м³/м.

Скважины заряжают специально изготовленными из порошкообразного аммонита № 6 патронами ∅70, 95, 110 и 140 мм, которые посылают в скважину деревянными забойниками длиной 3 м каждый. К первому забойнику прикрепляют капроновый шнур ∅5 мм. За

один прием в скважину посылают 2—4 патрона. Для обеспечения требуемой плотности заряжания целесообразно применять рассредоточенные заряды с воздушными промежутками.

Длина забойки равна 6—10 диаметрам скважины. Забоечным материалом может служить увлажненная буровая мелочь.

При заряжании боевик посылают в скважину вторым или третьим. Концы детонирующего шнура соединяют с капсюлем-детонатором; взрывание ведут обычными методами.

Скважины можно взрывать как одновременно, так и поодиночке, целостность смежных скважин не нарушается взрывом.

Горизонтальные скважины более рационально располагать параллельно разрабатываемому уступу. Это улучшает показатели буровзрывных работ, а также упрощает выемку породы.

Таблица 40

Расход ВВ на рыхление мерзлых пород VI—VII категорий с применением горизонтальных скважин

Глубина скважины, м	Диаметр скважины, мм	Расход ВВ, кг/м³											
		Всего				в том числе							
						игданита				аммонита № 6ЖВ			
		Высота уступа, м											
		2	3	4	5	2	3	4	5	2	3	4	5
5	80	0,824	0,645	0,676		0,81	0,64	0,67		0,014	0,0053	0,006	
10	80	0,764	0,595	0,626		0,75	0,59	0,62		0,014	0,0050	0,006	
25	80	0,696	0,542	0,573		0,69	0,54	0,57		0,0057	0,002	0,0025	
5	105	0,793	0,608	0,514	0,594	0,78	0,60	0,51	0,59	0,013	0,0083	0,0036	0,0045
10	105	0,758	0,588	0,493	0,574	0,745	0,58	0,49	0,57	0,013	0,008	0,0030	0,0038
25	105	0,695	0,513	0,431	0,512	0,69	0,51	0,43	0,51	0,005	0,003	0,0013	0,0017
5	120	0,885	0,78	0,604	0,534	0,87	0,76	0,60	0,53	0,015	0,010	0,004	0,004
10	120	0,806	0,706	0,554	0,483	0,80	0,70	0,55	0,48	0,006	0,006	0,004	0,003
25	120	0,752	0,652	0,502	0,431	0,75	0,65	0,50	0,43	0,002	0,002	0,002	0,001
5	150	0,89	0,8053	0,6333	0,565	0,89	0,80	0,63	0,56		0,0053	0,0033	0,005
10	150	0,84	0,7476	0 57	0,46	0,84	0,745	0,57	0,46		0,0051	0,0026	0,002
25	150	0,80	0,7174	0,5415	0,43	0,80	0,715	0,54	0,43		0,0024	0,0015	0,001

Таблица 41

Расход сжатого воздуха ($м^3$) на рыхление 1 $м^3$ породы VI—VII категорий

Тип станка	Диаметр скважины, мм	Направление бурения	Аммонит № 6ЖВ							Игданит						
			Мощность уступа, м													
			2	3	4	5	6	7	8	2	3	4	5	6	7	8
ВУД-1	56	Вертикальные	18,7	13,7	12,0	—	—	—	—	17,2	12,8	11,0	—	—	—	—
СДВВ-II	105		11,9	8,4	5,4	4,25	3,4	3,25	3,1	9,9	6,3	3,8	3,6	3,45	0,335	3,3
НКР-100м	105		24,6	13,5	10,5	8,2	7,6	—	—	18,4	11,6	8,6	7,9	7,4	—	—
СБС-1	120		13,0	7,2	5,6	4,7	4,25	4,1	3,0	10,3	7,4	5,2	4,3	3,8	3,7	3,6
СБС-2	150		13,1	8,3	5,75	4,8	4,15	4,1	4,0	10,4	7,5	5,1	4,35	3,82	3,7	3,6
НКР-100м	105	Горизонтальные	17,7	7,9	5,9	—	—	—	—	17,1	7,4	5,5	—	—	—	—
СБС-1	120		12,1	6,8	5,7	4,5	3,8	3,6	3,4	11,8	6,5	5,4	4 2	3,5	3,3	3,1
СБС-2	150		12,4	7,0	6,2	4,8	4,0	3,7	3,5	12,1	6,7	5,9	4,5	3,7	3,4	3,2

Таблица 42

Расход электроэнергии (квт · ч) на рыхление 1 $м^3$ породы VI—VII категорий

Тип станка	Диаметр скважины, мм	Направление бурения	Аммонит № 6ЖВ							Игданит						
			Мощность уступа, м													
			2	3	4	5	6	7	8	2	3	4	5	6	7	8
ВУД-1	56	Вертикальные	1,09	0,73	0,64	—	—	—	—	1,01	0,68	0,61	—	—	—	—
СДВВ-II	105		0,50	0,33	0,23	0,18	0,15	0,14	0,13	0,41	0,24	0,16	0,15	0,14	0,13	0,12
НКР-100м	105		0,26	0,14	0,11	0,09	0,08	—	—	0,19	0,12	0,09	0,08	0,07	—	—
БС-3	120		2,16	1,16	0,75	0,57	—	—	—	1,55	0 95	0,60	0,47	—	—	—
СБС-1	120		0,27	0,17	0,12	0,11	0,10	0,09	0,08	0,22	0,15	0,11	0,09	0,08	0,07	0,06
СБС-2			0,32	0,19	0,14	0,12	0,10	0,09	0,08	0,26	0,17	0,13	0,11	0,09	0,08	0,07
НКР-100м	105	Горизонтальные	0,20	0,09	0,05	—	—	—	—	0,18	0,07	0,03	—	—	—	—
СБС-1	120		0,22	0,10	0,06	0,04	0,03	0,02	0,01	0,20	0,09	0,05	0,04	0,03	0,02	0,01
СБС-2	150		0,24	0,12	0,08	0,06	0,04	0,03	0,02	0,22	0,11	0 07	0,05	0,04	0,03	0,02

Расход ВВ, сжатого воздуха и электроэнергии на 1 м³ рыхления пород при помощи вертикальных и горизонтальных взрывных скважин показаны в табл. 40, 41, 42.

При применении в качестве ВВ игданита стоимость рыхления 1 м³ (в сравнении с применением аммонита № 6ЖВ) снижается на 20—25%.

Глава II

СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

4. Общие сведения

Техника для открытой разработки россыпей включает машины подготовительного комплекса — рыхлители, землеройно-транспортные машины-бульдозеры и колесные скреперы; землеройные машины-экскаваторы.

Рыхлители и землеройно-транспортные машины состоят из трактора-тягача и прицепного или навесного оборудования.

Основные данные о гусеничных тракторах, применяемых в качестве базовых машин, приведены в табл. 43.

5. Машины для подготовительных работ

Навесные рыхлители (табл. 44) классифицируются по назначению, конструктивным признакам, типу и мощности базового трактора.

По назначению их делят на рыхлители общего типа (глубина рыхления до 1000 мм) и специального (глубина рыхления свыше 1000 мм).

Рыхлители общего назначения оборудуют тремя, реже пятью зубьями, специального — тремя, чаще одним зубом.

Существуют три типа подвески рамы зубьев: трехточечная и четырехточечная (параллелограммная) подвески с креплением к корпусу моста базового трактора и трехточечная с креплением к рамам гусеничных тележек и корпусу заднего моста. Соединение рамы рыхлителя со штоками гидросистемы принято считать за одну точку подвески.

Для рыхлителей общего назначения используют все типы подвесок, для специальных параллелограммную подвеску не используют.

Рыхлители общего назначения работают с прямыми и изогнутыми зубьями, специального — только с прямыми.

Таблица 43

Техническая характеристика гусеничных тракторов

Показатели	С-100Б	С-1000ГП	С-100	Т-108	Т-130	Т-140	Т-180	ДЭТ-250
Предельные скорости, км/ч:								
вперед . .	2,36—5,4	2,36—10,13	2,36—10,13	2,36—10,13	3,11—10,25	2,38—10,9	1,66—11,9	2—19
назад . .	2,79—6,37	2,79—7,61	2,79—7,61	2,79—7,61	2,99—8,31	2,67—6,82	1,87—7,49	2—19
Номинальная тяга, кгс . .	6000	6000	6000	6000	9000	9000	9000	15 000
Ширина гусениц, мм . . .	500	500	500	500	—	700	700	690
База трактора, мм	2780	2420	2370	2370	2500	2319	2319	4440
Минимальная колея, мм . .	2280	1880	1880	1880	1880	2040	2040	2460
Минимальный просвет, мм	331	331	331	331	388	420	420	430
Двигатель . .	КДМ-100Б	КДМ-100БП	КДМ-100	Д-108	Д-130	6КДМ-50Т	Д-180	В-748
Номинальная мощность, л. с.	100	100	100	108	135	140	180	300
Конструктивная масса трактора, т	13 300	12 100	11 400	11 100	11 500	15 000	15 000	25 000
Размеры, мм:								
длина . .	4 746	4 313	4 255	4 255	5 600	5 300	5 300	6 236
ширина .	3 280	2 460	2 460	2 460	3 940	2 740	2 740	3 160
высота . .	2 765	3 059	3 059	3 059	3 242	2 800	2 800	3 180

Таблица 44

Техническая характеристика навесных рыхлителей с гидравлическим управлением

Показатели	Д-515С	Д-711С	Д-652А	Д-9Ж *
Базовый трактор	Т-100МГП, Т-130С	Т-180С	ДЭТ-250М	Д-9Ж
Мощность двигателя, л. с.	108—130	180	300	385
Размеры рыхлителя, мм:				
длина	600	1 200	1 300	1 440
ширина	2 460	2 740	3 740	3 245
высота	700	1 400	1 500	1 570
Длина трактора с рыхлителем, мм	4 905+5 193	6 620	7 536	7 220
Количество зубьев рыхлителя	3	1—3	1—3	1
Наибольшее заглубление зубьев ниже опорной поверхности гусениц, мм	445	700	700	1 270
Наибольший подъем зубьев над опорной поверхностью гусениц, мм	495	700	700	635
Максимальное усилие, кгс . .	9 400—9 500	13 820	22 000	27 600
Масса, кг:				
навесного оборудования рыхлителя	2 073	2 500	4 698	5 430
навесного оборудования с трактором	14 073—16 073	18 600	32 698	32 230

* Изготовитель — фирма «Катерпиллер» (США).

По мощности двигателей базовых тракторов рыхлители делятся на легкие (100—130 л. с.), средние (180—250 л. с.) и тяжелые (330—385 л. с.). Рыхлители специального назначения навешивают только на тракторы с двигателем мощностью более 250 л. с.

Количество зубьев рыхлителя в одновременной работе можно менять в зависимости от категории крепости разрабатываемых пород, их состава и организации работ.

Изменение шага у рыхлителей легкого типа при трех зубьях колеблется в пределах 700—800 мм, среднего и тяжелого—800—1200 мм.

Вылет зубьев должен быть на 200—250 мм больше максимальной глубины рыхления и обеспечивать свободный проход поперечной балки рамы над разрыхленной породой. Для повышения проходимости рыхлителя большое значение имеет высота подъема зубьев над опорной поверхностью. Во всех случаях она должна обеспечивать получение необходимого заднего угла въезда (20—30%) и у рыхлителей легкого типа составлять 400 мм, среднего — 600 мм, тяжелого типа — свыше 700 мм.

При рыхлении трудноразрабатываемых пород начальный угол заглубления зубьев в массив должен быть около 80°. Это позволяет достичь наибольшего давления на наконечниках и обеспечить более равномерное их заглубление. При трехточечной подвеске рамы угол рыхления по мере заглубления зубьев уменьшается, при четырехточечной остается неизменным.

Угол углубления от зарезки до рабочего положения рыхлителя изменяется от 70—80 до 45—50°. Угол заострения наконечников выбирают таким образом, чтобы при любом заглублении зубьев он был не меньше 6—8°.

Наиболее эффективна форма зуба со скосами к передней части под углом 35—40°. При применении таких зубьев с заостренным и отогнутым носком угол врезания в массив породы должен быть на 8—14° больше угла рыхления.

Работа и использование рыхлителей. Рыхление происходит в результате продвижения зуба в мерзлом массиве, за счет чего в массиве образуется трапециевидная прорезь (ширина которой по дну равна ширине наконечника зуба), расширяющаяся к поверхности. Угол наклона боковых стенок прорези к плоскости, перпендикулярной направлению резания, зависит от характера пород. В песчано-глинистых сланцах различной влажности он изменяется от 40 до 60°, в тяжелых суглинках — 40—45°, в мерзлых породах илистого состава с небольшими включениями песка и щебня — 35—42°, в галечно-гравелистых мерзлых породах с илисто-глинистой примазкой — 48—62°. Целостность массива нарушается и за пределами борозды (образование трещин по контактам мелких и крупных включений). Это определяет шаг установки зуба рыхлителя и расстояние между заездами, а также создает более благоприятные условия для работы бульдозера.

Отношение высоты срезаемой части межбороздового целика к глубине борозды называется коэффициентом использования глубины рыхления (φ), который при ширине наконечника зуба 6—10 см для пород III категории крепости равен 0,7—0,9; IV категории — 0,5—0,7; V категории — 0,4—0,5; VI — 0,3—0,4; VII и VIII — 0,2—0,3.

С учетом оптимальных значений коэффициента использования глубины рыхления, формы и размеров межбороздового целика и рациональной организации работ составлена классификация заездов рыхлителей и охарактеризованы условия их применения (табл. 45 и рис. 13).

Межбороздовые целики по характеру их образования делятся на три типа:

продольный целик, образующийся при смежных заездах, ширина его по основанию при работе тремя зубьями равна расстоянию между ними, при одном зубе — расстоянию между заездами рыхлителя;

Таблица 45

Условия применения различных заездов рыхлителей

Индекс на рис. 13	Группа заезда	Характеристика и категория разрабатываемых пород	Ширина полигона, м
	I группа *Смежные заезды*		
I_1	Продольно-кольцевые	Песчано-глинистые породы, галька размером от 10 до 100 мм, щебень различных размеров. Галечно-щебеночные породы, связанные глиной. Песчано-глинистые породы с включением гальки, щебня и валунов. Суглинки тяжелые с примесью щебня III—IV категорий	$\geqslant 20$
I_2	Спиральные		$\geqslant 30$
I_3	Возвратно-поступательные		$\leqslant 30$
	II группа *Смещенные заезды на половину межзаходового целика*		
II_1	Продольно-кольцевые	Песчано-глинистые породы с включением гальки, щебня и валунов. Конгломераты осадочных пород, мерзлые породы I—II категорий. Песчаники, слабо сцементированные с песчано-глинистым цементом IV—V категорий	$\geqslant 30$
II_2	Спиральные		$\geqslant 30$
II_3	Возвратно-поступательные		$\leqslant 30$
	III группа *Продольно-поперечные смежные и смещенные заезды*		
III_1	Продольно-поперечные кольцевые	Конгломераты осадочных пород. Мергель глинистый мерзлые породы I—VI категорий. Руды охристо-глинистые. Пемза. Сланцы углистые. Антрациты и другие крепкие угли. Глины отвердевшие. Сланцы метаморфизованные. Туфы выветрелые V—VIII категорий	Не ограничивается
III_2	Продольно-кольцевые и поперечно-возвратно-поступательные		40—60
III_3	Продольно-поперечные возвратно-поступательные		$\leqslant 40$

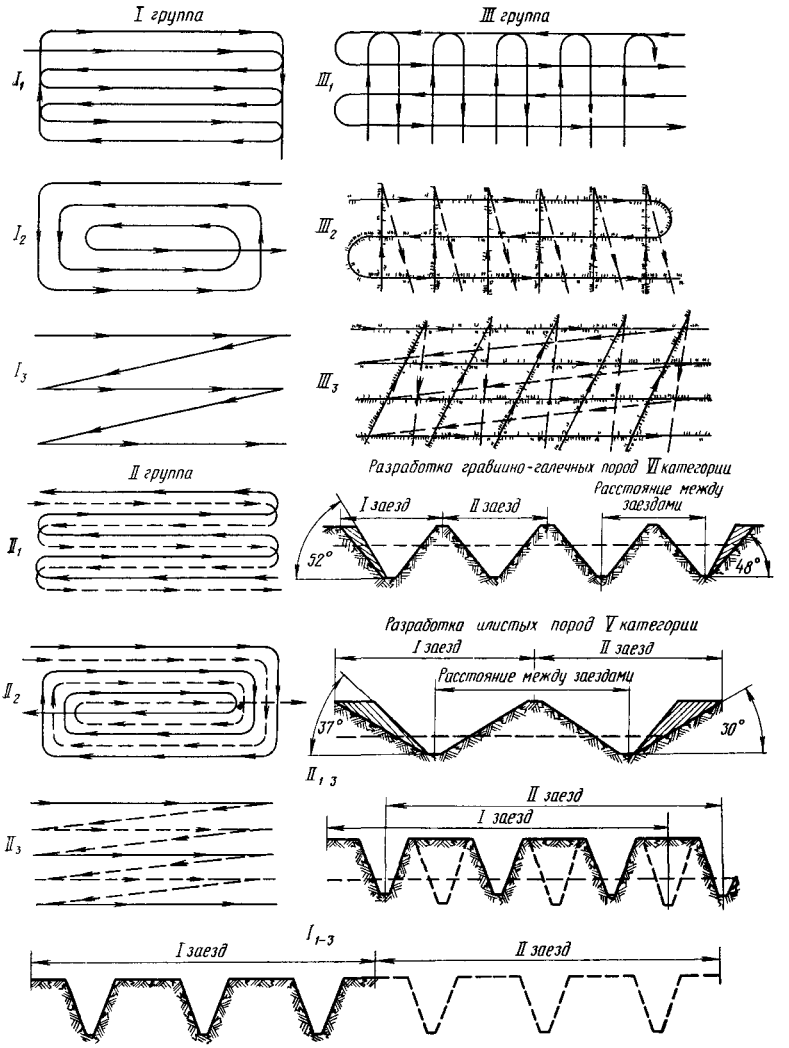


Рис. 13. Схемы заездов рыхлителей (к классификации)

Таблица 46

Производительность рыхлителей за час чистой работы, м³

Категория разрабатываемой породы	Ширина полигона (площадки рыхления), м	Д-515С	Д-711С	Д-652А	Д-9Ж
III	20	235	605	1000	1330
	40	280	650	1080	1440
	60	285	697	1160	1545
IV	20	58	180	300	400
	40	61	195	325	430
	60	65	205	345	460
V	20	11,5	36	60	80
	40	12	39	65	86
	60	13	41	69	92
VI	20	1,8	13	22	30
	40	2,0	14	24	32
	60	2,2	15	26	34
VII	20	—	7	14	20
	40	—	8	15	21
	60	—	9	16	23
VIII	20	—	1,8	5,0	11
	40	—	2	5,2	12
	60	—	2,2	5,4	13

продольный целик с дополнительной бороздой посредине, образующийся при смежных заездах;

целик квадратной формы, образующийся при продольно-поперечных смежных или смещенных заездах.

Рыхление тяжелых глин и суглинков необходимо выполнять по схеме с продольно-поперечными заездами; крупноскелетных мерзлых пород — смежными заездами, а песчано-глинистых сланцев — заездами, смещенными на половину межбороздового целика.

Производительность рыхлителя $Q_{рых}$ определяется в зависимости от производительности бульдозера по формуле

$$Q_{рых} = (T_{см}\eta_и - A_п t_{пер})\, v_{тр} U_р B_р \varphi,$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

$\eta_и$ — коэффициент использования сменного времени;

$A_п$ — количество поворотов рыхлителя;
$t_{пер}$ — время на переключение передач и один поворот, ч;
$v_{тр}$ — скорость движения трактора, м/ч;
$U_р$ — глубина рыхления, м;
$B_р$ — ширина полосы рыхления, м;
φ — коэффициент использования глубины рыхления по полезной работе бульдозера.

Производительность рыхлителей (при ширине полигона 20—40 м) приведена в табл. 46.

6. Землеройно-транспортные машины

Бульдозеры (см. табл. 43) могут разрабатывать породы I—V категорий без предварительного их рыхления, VI—VIII категорий — с предварительной подготовкой.

Техническая характеристика отечественных бульдозеров, применяемых в горнорудной промышленности, приведена в табл. 47.

Управление бульдозерным оборудованием, монтируемым на базе трактора, может быть механическим, гидравлическим и пневматическим.

Использование бульдозеров. Кроме вскрыши и промывки, бульдозеры широко применяются на горноподготовительных, планировочных, строительных и вспомогательных работах.

Производительность бульдозера зависит от объема перемещаемого вала породы (следовательно, от свойств породы и ее состояния, расстояния транспортирования, размеров полигона и рельефа местности); скорости движения (рельефа местности и состояния поверхности).

Объем вала породы, перемещаемой бульдозером, можно определить по формулам:

для прямого отвала

$$q_0 = \frac{h^2 B_н (0{,}6 + \operatorname{ctg}\alpha)}{3k_р};$$

для сферического отвала

$$q_{сф} = \frac{B_н h (0{,}36 B_н + h \operatorname{ctg}\alpha)}{3k_р},$$

где h — высота вала породы, м;
$B_н$ — ширина вала по основанию, м;
α — угол откоса вала породы, град;
$k_р$ — коэффициент разрыхления пород.

Изменение объема вала в зависимости от категории и влажности пород приведено в табл. 48.

Таблица 47

Техническая характеристика бульдозеров

Показатели	Д-493	Д-494	Д-687С	Д-532	Д-521	Д-575ГП
	Гидравлическое управление					
Тип трактора	С-100ГП	С-100ГП	Т-100МГП	Т-130	Т-140ГП	Т-180
Размеры с трактором, мм:						
длина	6350	5125	5300	5180	6585	6705
ширина	3680	3030	3200	3200	3360	3360
высота	3065	3050	3040	3243	2825	2825
Размер отвала, мм:						
длина	4150	3030	3200	3200	3360	3360
длина с уширителем	—	—	3700	4130	4800	—
высота	1000	1100	1200	1200	1350	1405
Угол резания, град	46—57	50—65	55—60	50—65	50—65	45—55
Наибольший подъем отвала над опорной поверхностью, мм	1000	880	850	820	1130	1400
Наибольшее заглубление отвала ниже опорной поверхности, мм	490	380	370	335	430	500
Количество насосов	2	2	2	2	3	2
Марка насоса	НШ-60В	НШ-60В	НШ-60В	НШ-60В	НШ-60В	НШ-60В
Лебедка	—	—	—	—	—	—
Масса бульдозерного оборудования, кг	1850	1530	1780	1850	1966	3000
Масса всей машины (трактор с бульдозерным оборудованием), кг	13 900	13 530	13 956	13 350	16 966	17 820

Продолжение табл. 47

Показатели	Д-384А	Д-385А	Д-572	Д-492	Д-686	Д-275А	Д-575
	Гидравлическое управление			Канатное управление			
Тип трактора	ДЭТ-250	ДЭТ-250	ДЭТ-250	С-100	Т-100М	Т-140	Т-180
Размеры с трактором, мм:							
длина	6690	8850	6900	6200	5300	6705	6705
ширина	4500	5500	4500	3940	3100	3350	3360
высота	3066	3066	3180	3055	3040	2800	2825
Размер отвала, мм:							
длина	4500	4530	4500	3090	3200	3350	3360
длина с уширителем	—	5500	—	—	3700	4850	—
высота	1400	1400	1400	1000	1200	1385	1405
Угол резания, град	50	57	50—60	49—56	50—60	50—60	45—55
Наибольший подъем отвала над опорной поверхностью, мм	950	950	340	1100	900	900	1400
Наибольшее заглубление отвала ниже опорной поверхности, мм	350	800	340	1100	100	1000	1000
Количество насосов	1	1	1	—	—	—	—
Марка насоса	УРС-10	УРС-10	УРС-10	—	—	—	—
Лебедка	—	—	—	Д-499	Д-499	Д-269Б	Д-499А
Масса бульдозерного оборудования, кг	2800	4500	3530	1600	1790	2700	3800
Масса всей машины (трактор с бульдозерным оборудованием), кг	27 800	29 500	28 530	14 000	14 096	18 000	18 420

Таблица 48

Изменение объема вала при разработке пород различной крепости и влажности, м³

Влажность породы, %	Д-271	Д-494	Д-532	Д-275	Д-575ГП	Д-572 (Д-384А)	385-сильный	
							Форма отвала	
							прямая	сферическая
III категория								
<10	1,30	1,41	1,65	2,48	2,58	3,12	4,70	5,70
10—20	1,50	1,66	1,99	2,91	3,06	3,72	5,60	6,75
>20	0,36	0,54	0,63	1,23	1,40	1,79	2,60	3,10
IV категория								
<10	1,12	1,36	1,41	2,32	2,44	2,93	4,42	5,35
10—20	1,36	1,54	1,72	2,70	2,82	3,98	5,18	6,25
>20	0,32	0,48	0,53	0,81	1,12	1,43	2,10	2,51
V категория								
<20	0,35	0,52	0,64	0,88	1,23	1,62	2,26	2,72
VI категория								
Мерзлые, взрыхленные при помощи ВВ	1,01	1,24	1,47	2,04	2,30	2,93	4,20	5,05

Сменная производительность бульдозеров определяется по формуле

$$Q_{см} = \frac{T\eta_и q_0 \eta}{\frac{L_{ср}}{v_р} + \frac{L_{ср}}{v_х} + 2t},$$

$\eta_и$ — коэффициент использования сменного времени;
q_0 — объем вала породы, перемещаемой бульдозером за одну заездку;
$L_{ср}$ — средняя длина транспортирования, м;
η — коэффициент заполнения отвала породой;
$v_р$ и $v_х$ — скорость рабочего и холостого хода, м/сек;
t — время на переключение передач (10—12 сек), сек.

Изменение уклона пути в пределах до ±4° не оказывает существенного влияния на объем вала, большее отклонение заметно изменяет его геометрические размеры и объем (рис. 14).

Таблица 49

Коэффициенты наполнения отвала породой

Глубина траншеи, м	Длина транспортирования, м						
	25	45	65	85	105	125	145
0,00	0,70	0,58	0,50	0,48	0,42	0,40	0,38
0,10	0,82	0,71	0,64	0,60	0,58	0,56	0,54
0,20	0,92	0,90	0,88	0,86	0,84	0,83	0,82
0,30	1,08	1,10	1,09	1,08	1,07	1,06	1,05
0,40	1,18	1,22	1,28	1,26	1,22	1,21	1,20
0,50	1,22	1,36	1,40	1,38	1,34	1,32	1,30
0,60	1,32	1,47	1,50	1,49	1,48	1,46	1,45

Для бульдозеров с прямым отвалом самой рациональной организацией работ является выемка и перемещение породы в траншеях, врезанных в массив или образованных боковыми валиками, за счет потерь при транспортировании. В зависимости от высоты бровки (глубины траншеи) и длины транспортирования объем вала породы изменяется (табл. 49).

Продолжительность заезда бульдозера. Фактическая скорость движения бульдозеров всегда меньше теоретических значений для данной передачи, приведенных в технической характеристике трактора.

При разработке пород III-IV категорий и транспортировании их с подъемом до 6° средняя скорость перемещения бульдозеров, как правило, не превышает 85—90% от паспортной на 1-й передаче, а при подъеме более 6° она снижается до 75—80%.

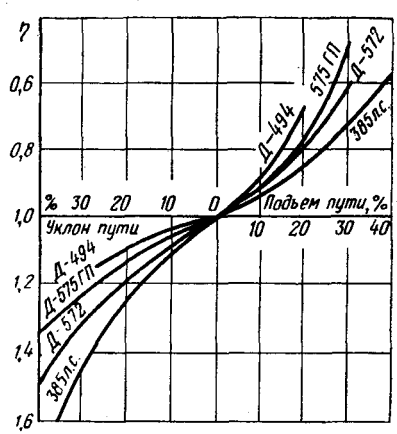


Рис. 14. Изменение коэффициента наполнения отвала бульдозера породой при работе на уклон и подъем

При холостом ходе бульдозеры перемещаются обычно на задней передаче, скорость движения изменяется в широких пределах в зависимости от условий работы. Коэффициент снижения скорости холостого хода бульдозера 0,80—0,96. Меньшее значение коэффициента соответствует породам I—II категорий.

Скорость движения бульдозера в рабо

Бульдозер	Категория разрабатываемой породы	25		50	
		рабочее	холостое	рабочее	холостое
Д-494	III	29,5	50,5	33,0	75,0
	IV	26,5	49.0	29,7	71,5
	V	25,3	46,8	28,6	65,0
	VI—VIII	24.5	45,5	27,9	62,8
Д-532	I—II	34,5	61,0	35,5	80,0
	III	28,5	56,5	33,8	79,0
	IV	28,2	52,5	33,3	75,4
	V	27,0	49.4	31,5	70,7
	VI—VIII	25,3	48,5	29,4	60,0
Д-275	I—II	35,0	60,0	36,0	79,0
	III	28,5	45,5	33,0	75,0
	IV	26,5	45,5	30,3	71,2
	V	24,9	44,1	29,0	65,0
	VI—VIII	24,5	42,0	29,0	62,2
Д-575ГП (Д-575)	I—II	36,2	62,0	37,1	82,0
	III	31,5	56,0	35,4	80,3
	IV	28,5	55,0	33,3	76,6
	V	27,4	54,1	31,0	72,8
	VI—VIII	26,5	53,0	30,0	69,6
Д-572, (Д-384А)	I—II	38,0	68,0	40,1	80 0
	III	36,5	46,0	39,2	78,0
	IV	31,5	46,0	35,8	75,4
	V	30,3	45,0	33,2	70,9
	VI—VIII	29,8	45,0	32,2	67,6
Д-9Ж	I—II	43,9	70,3	45,0	82,2
	III	42,6	61,2	44,4	81,4
	IV	40,1	60.0	41,2	78,8
	V	37,0	53,6	35,4	76,3
	VI—VIII	35,5	53,0	33,8	73,5

Таблица 50

чем и холостом направлениях, м/мин

Длина транспортирования, м							
75		100		125		150 и более	
Направление движения машины							
рабочее	холостое	рабочее	холостое	рабочее	холостое	рабочее	холостое
34,0	91,0	35,1	96,4	36,1	97,8	37,0	98,0
30,5	82,2	31,4	85,6	32,2	87,0	39,0	87,5
29,7	73,2	30,8	76,0	31,6	76,4	32,6	76,5
29,0	72,8	30,1	75,3	31,1	76,0	32,1	76,2
36,8	96,0	37,9	101,0	39,0	103,0	40,5	104,0
35,1	93,1	36,5	98,8	37,8	102,4	39,2	103,5
34,6	86,0	33,0	89,8	33,8	90,8	34,3	91,0
31,2	81,4	32,0	83,7	32,6	83,9	33,5	84,0
30,1	76,4	31,0	79,4	31,6	81,5	32,1	82,0
36,8	96,1	38,1	101,6	39,7	105,2	41,8	106,9
34,9	93,2	36,8	100,4	38,9	104,6	40,5	105,8
31,5	87,0	32,8	92,5	34,0	94,2	35,2	94,5
30,4	83,3	31,6	86,2	32,6	87,2	31,9	87,5
30,0	74,6	31,0	79,7	32,0	81,5	30,0	85,9
38,8	98,0	40,6	104,0	42,4	110,0	44,5	115,0
37,5	95,0	39,5	102,4	41,5	107,4	43,5	110,0
34,6	90,0	35,8	96,4	37,0	97,6	38,2	97,7
32,5	84,1	34,0	88,7	35,6	89,8	36,2	90,0
31,8	79,5	33,0	84,0	34,1	85,4	35,8	85,8
40,9	102,0	43,8	112,0	45,0	120,0	46,1	126,0
40,6	98,2	42,0	108,8	43,4	116,0	44,9	122,0
37,0	94,4	38,4	104,0	39,6	110,0	40,8	111,3
34,5	88,4	35,9	98,4	37,2	104,8	38,5	105,0
33,6	84,0	34,6	93,0	36,2	98,1	37,5	99,0
48,0	98,0	50,8	106,7	52,7	114,0	55,3	114,6
47,1	96,0	49,4	105,6	51,6	112,2	54,0	114,0
41,8	92,4	42,6	100,7	42,5	106,8	44,0	109,0
36,5	90,3	37,5	100,0	38,5	105,4	39,5	106,0
35,3	86,5	36,5	95,3	37,8	99,3	39,0	100,3

На переключение скоростей, измеряемое от окончания предыдущего хода до начала последующего, в среднем для машин затрачивается 4,5—5 сек (на два переключения 9—10 сек).

Средние значения скорости рабочего и холостого хода для различных по мощности бульдозеров приведены в табл. 50.

Среднее расстояние транспортирования пород в зависимости от горнотехнических параметров можно определить по формуле

$$L_{ср} = 0{,}55B_п + H_т(1 + \operatorname{ctg}\alpha) + 0{,}66\sqrt{\frac{2H_т B_п}{(1+\operatorname{ctg}\alpha)\,k_р}}\operatorname{ctg}\frac{\alpha}{2}(1+\operatorname{tg}\alpha),$$

где $B_п$ — ширина полигона, м;

$H_т$ — мощность торфов (глубина выемки), м;

α — угол отвалообразования, град;

$k_р$ — коэффициент разрыхления разрабатываемых пород.

Выезды на отвал в зависимости от мощности торфов и ширины полигона осуществляются под углом от 3 до 25° (бульдозеры 80—130 л. с. работают с углом подъема до 12°, 140—180 л. с. — с углом подъема до 18° и 250—385 л. с. — до 25°).

Таблица 51

Длина транспортирования, м (отвалообразование одностороннее)

Ширина полигона, м	Угол отвалообразования, град	Мощность торфов (глубина выемки), м						
		2	3	4	5	6	7	8
20	12	49	63	75	89	102	114	126
	18	38	48	57	66	75	84	83
	25	32	39	46	52	59	65	71
40	12	62	76	90	103	116	129	143
	18	49	60	70	79	88	97	106
	25	42	49	57	63	70	77	83
60	12	77	92	107	120	135	149	161
	18	63	74	85	94	104	114	123
	25	55	63	71	77	85	92	99
80	12	93	107	123	138	152	178	192
	18	77	88	99	110	119	129	139
	25	68	76	84	93	99	106	113
100	12	105	122	138	153	168	182	196
	18	90	102	113	124	134	144	154
	25	81	89	97	105	113	120	127

Значения средних расстояний транспортирования приведены в табл. 51.

Работа бульдозеров с рыхлителями. Применение рыхлителей повышает производительность бульдозеров на послойной разработке пород I—II категорий до 5%, III категории — на 15—20%, IV категории — на 55—60%, V категории — в 1,5—1,7 раза и VI—VII категорий — в 2,5—3,0 раза и более.

Предварительное рыхление эффективно применять перед бульдозерной выемкой пород IV—VII категорий. Породы III категории, за исключением жирных глин, суглинков и валунистых участков россыпей, следует разрабатывать без предварительного рыхления.

Рыхлители Д-515С целесообразно применять на разработке пород III—IV категорий, Д-711С — IV—V категорий, Д-652А—IV—VI категорий и Д-9Ж — на разработке пород V—VII категорий.

Работа бульдозеров с уширителями отвала. Увеличение объема вала, перемещаемого бульдозером, за счет уширителей составляет от 48 до 157%. Особенно большой эффект дает применение уширителей в процессе разработки и перемещения разжиженных пород на обводненных полигонах, при малой мощности талого слоя и больших расстояниях транспортирования.

Дополнительный объем вала породы, образуемый в результате применения уширителя, определяется по формуле

$$q_{уш} = \frac{B_{от} h a_{уш}}{k_р},$$

где $q_{уш}$ — дополнительный объем породы, перемещаемой за счет применения уширителя, м³;
$B_{от}$ — ширина отвала, м;
h — ширина отвала, м;
$a_{уш}$ — размер верхней части уширителя, м;
$k_р$ — коэффициент разрыхления.

В зависимости от высоты наполнения отвала и категории разрабатываемых пород этот объем составляет от 0,10 до 0,60 м³.

Применение уширителей, как и работа с отвалами сферической формы, повышает производительность бульдозеров на 20—40%. При этом нет перегрузки трактора. Кроме того, применение уширителей не может явиться причиной аварии, поломок и преждевременного износа.

Для увеличения объема вала перемещаемой породы применяют также спаренную работу бульдозеров.

Интервал между отвалами движущихся рядом бульдозеров должен быть равен 0,25—0,5 м. Тогда потери породы при транспортировании уменьшаются на 15—25%, а производительность машин соответственно повышается.

Использование рабочего времени и режим работы бульдозеров. Продолжительность летней работы бульдозеров в различных районах показана в табл. 52.

Таблица 52

Продолжительность работы бульдозера

Район	Начало сезона	Конец сезона	Продолжительность сезона, дни
Северный Урал и Сибирь	20/IV	20/X	180
Забайкалье	20/IV	20/X	180
Магаданская область:			
центральные районы	20/V	8/X	140
районы Чукотки	28/V	20/IX	115

Время использования бульдозеров в течение семичасовой смены при работе в летний и осенне-зимний периоды приведено в табл. 53.

Производительность бульдозеров при разработке пород различных категорий в зависимости от длины транспортирования показана на рис. 15.

Межремонтные сроки для различных бульдозеров в летний и зимний периоды, определенные с учетом практических данных и рекомендаций заводов, указаны в табл. 54, здесь же показана продолжительность нахождения машин в ремонтах и в эксплуатации для различных районов Магаданской области.

Пользуясь данными табл. 53, 55 и рис. 15, годовую выработку бульдозеров можно определить из выражения

$$Q_{год} = N_л P_л \rho + N_з P_з,$$

где $Q_{год}$ — годовая выработка бульдозеров, тыс. м³;
$N_л$ и $N_з$ — время чистой работы за летний и зимний периоды, ч;
$P_л$ и $P_з$ — соответственно производительность машин, м³/ч;
ρ — коэффициент снижения производительности при работе по таликам вследствие уменьшения скорости естественного оттаивания мерзлых пород в весенне-осенний период на вскрыше торфов (принимается 0,95, на разработке песков открытой добычи 0,90).

Для учета трудоемкости работ рекомендуется пользоваться переводными коэффициентами. За эталон принята вскрыша торфов, представленных породами III категории, влажностью 18—20%, трудоемкость остальных работ дается в единицах по отношению к этому эталону.

Колесные скреперы. Современный колесный скрепер (табл. 56) предназначен для разработки не очень тяжелых и не очень влажных пород до IV категории крепости с транспортированием на расстояние до 5000 м и более. Вспомогательным оборудованием при выполне-

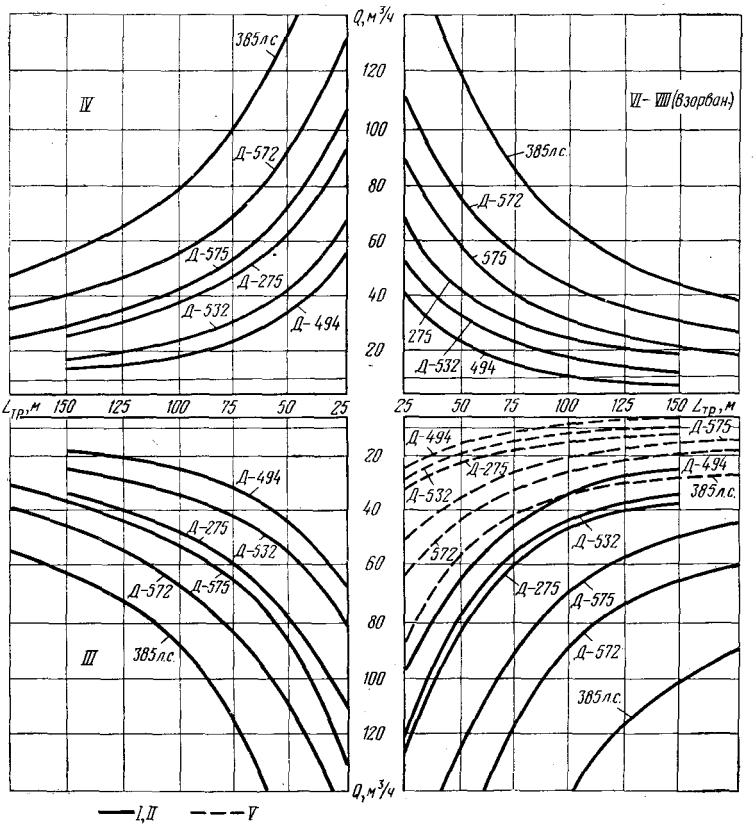


Рис. 15. Изменение производительности различных бульдозеров в зависимости от категории разрабатываемых пород и расстояния транспортирования

нии работ колесными скреперами служат тракторы-толкачи и рыхлители.

Трактор-толкач применяют при работе скреперов на крепких или трудноразрабатываемых породах, а также при большегрузных скреперах, когда тяговое усилие основного трактора-тягача недостаточно.

В последнее время кроме прицепных выпускаются самоходные скреперы с одноосным тягачом и с ковшом емкостью до 9 м³, передви-

Таблица 53

Время использования бульдозера в течение смены, %

Вид операции	Периоды											
	летний сезон						продленный сезон					
	Тип бульдозера											
	Д-494	Д-532	Д-275	Д-575	Д-572	Д-9Ж	Д-494	Д-532	Д-275	Д-575	Д-572	Д-9Ж
Семичасовая смена												
Подготовительно-заключительные	14,8	14,8	15,4	16,3	17,4	16,2	17,5	17,5	18,2	19,3	20,6	19,3
Основные	75,0	74,7	73,7	72,0	69,9	72,2	71,9	71,63	70,52	68,6	66,25	68,7
Вспомогательные	2,1	2,4	2,8	3,6	4,6	3,8	2,2	2,47	2,88	3,7	4,75	3,9
Отдых, личные надобности	8,1	8,1	8,1	8,1	8,1	7,8	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,1
Восьмичасовая смена												
Основные	65,5	65,5	64,5	63,3	61,3	63,3	63,2	63,0	62,0	60,1	58,0	60,1
Вспомогательные, отдых, личные надобности	22,0	22,0	23,0	24,2	26,2	24,2	24,3	24,5	25,5	27,4	29,5	27,4
Перерыв на обед	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5

Таблица 54

Время нахождения машин в ремонтах

Мощность двигателя, л. с.	Тип бульдозера	Межремонтный период, ч		Вид ремонта	Продолжительность ремонта, ч		Простой в ремонте, ч											
							Сусуманский район				Билибинский район				Иультинский район			
							Сезон											
							летний		продленный		летний		продленный		летний		продленный	
		в летний сезон	в продленный сезон		в летний сезон	в продленный сезон	количество ремонтов	ч	количество ремонтов	ч	количество ремонтов	ч	количество ремонтов	ч	количество ремонтов	ч	количество ремонтов	ч
80—130	Д-494	300	250	ППР-1	24	24	3	72	6	144	3	72	5	120	3	72	5	120
	Д-532	600	500	ППР-2	72	72	3	216	6	432	3	216	6	432	2	144	5	360
140—180	Д-275	140	125	ТУ-1	10	10	8	80	15	150	7	70	13	130	6	48	11	110
	Д-575ГП	300	250	ТУ-2	36	36	5	180	10	360	4	144	9	324	4	144	7	252
		900	750	ТУ-3	72	72	3	216	4	288	3	216	4	288	2	144	3	216
250	Д-572 (Д-384)	100	100	ТО-1	10	10	19	190	32	320	16	160	28	280	13	130	24	240
		500	400	ТО-2	48	48	2	96	4	192	2	96	4	192	2	96	4	192
		1000	800	ТО-3	72	72	2	144	4	288	2	144	4	288	2	144	3	216
385	Д-9Ж	100	100	ТО-1	5	5	14	70	23	115	14	70	22	110	11	55	20	100
		300	200	ТО-2	10	10	3	30	8	80	3	30	6	60	2	20	4	40
		600	500	ТО-3	48	48	2	96	4	192	2	96	3	144	2	96	3	144
		1000	900	ТО-4	72	72	2	144	3	216	1	72	2	144	1	72	2	144

Таблица 55

Время работы бульдозеров (ч) при различной продолжительности сезона

Показатели	Летний сезон				Продленный сезон				Годовой			
	Д-494	Д-575ТП	Д-572	Д-9Ж	Д-494	Д-575ТП	Д-572	Д-9Ж	Д-494	Д-575ТП	Д-572	Д-9Ж
Общая продолжительность периода работы бульдозеров:												
Сусуманский район	3360	3384	3432	3480	2640	2616	2568	2520	6000	6000	6000	6000
Билибинский район	2880	2904	2952	3000	2640	2616	2568	2520	5520	5520	5520	5520
Иультинский район	2520	2544	2592	2640	2280	2256	2208	2160	4800	4800	4800	4800
В том числе время простоев бульдозеров в календарном периоде:												
Сусуманский район	1372	1609	1630	1473	1226	1338	1320	1125	2598	2947	2950	2598
Билибинский район	1155	1353	1427	1302	1179	1236	1295	1109	2334	2589	2722	2411
Иультинский район	1012	1179	1202	1142	1023	1106	1115	946	2035	2285	2317	2088
В том числе время чистой работы бульдозеров в календарный период:												
Сусуманский район	1988	1775	1802	2007	1414	1278	1248	1395	3402	3053	3050	3402
Билибинский район	1725	1551	1525	1698	1461	1380	1273	1411	3186	2931	2798	3109
Иультинский район	1508	1365	1390	1498	1257	1150	1093	1214	2765	2515	2483	2712

Таблица 56

Техническая характеристика скреперов, применяющихся на открытых горных работах

Показатели	Д-374	Д-498	Д-534	Д-222А	Д-542	Д-213А	Д-523	Д-188А	Д-511
Мощность базового трактора, л. с.	80	100	135	100	108	140	140	300	300
Емкость ковша, м³:									
геометрическая	6	6	6	7,5	8	10	10	15	15
с шапкой	8	8	8	9	10	13	12	18	17
Ширина ковша, мм	2590	2765	2675	2800	2765	2820	2808	3134	2900
Наибольшая глубина резания, мм	320	300	300	300	300	320	300	300	350
Угол резания, град	30—35	30	35	35	20	35	—	—	—
Толщина слоя отсыпки, мм	150—500	150—500	До 500	До 500	До 350	400	До 500	До 400	До 550
Ходовая часть:									
число колес	6	4	4	6	4	6	6	4	4
обозначение шин	12×20	16×24	16×20	12×20	18×24	14×20	14×20	21×24	21×24
Колея колес, мм:									
передних	1250	1600	1600	1250	1600	1500	1800	2200	2200
задних	1770	2100	2100	1750	2300	1914	1920	2000	—
Дорожный просвет, мм	430—500	390—560	560	400	335—624	500—540	450—500	550	550—600
Размеры, мм:									
длина	8400	7320	7320	8400	8895	9150	8700	10 750	11 300
ширина	2990	3195	3195	3050	3195	3330	3250	3 470	3 390
высота	3090	2400	2310	3090	2660	3060	2800	3 100	3 070
Масса скрепера, т	6,6	7,3	7,3	6,56	9	9,5	8	15,75	16,28

Таблица 57

Эксплуатационный период скреперов

Забайкалье			Магаданская область					
			центральные районы			арктические районы		
начало сезона	конец сезона	продолжительность, дни	начало сезона	конец сезона	продолжительность, дни	начало сезона	конец сезона	продолжительность, дни
15—20 апреля	10—15 октября	170—180	15—20 мая	20—25 сентября	120—130	1—5 июня	9—13 сентября	95—105

гающиеся со скоростью до 45 км/ч. Набор породы ковшом самоходного скрепера производится при помощи толкача.

Использование колесных скреперов. Условия применения. Разработка россыпей скреперами целесообразна при следующих условиях:

россыпь должна слагаться породами I—V категорий; плотные породы III—V категорий перед выемкой необходимо разрыхлить;

содержание влаги в породах не должно быть более 15—20%;

в песках не должно быть валунов;

среднее расстояние транспортирования для скреперов емкостью 6—10 м³ не более 600 м, а для скреперов емкостью 15 м³ — 1000 м;

передвижение скрепера по путям с подъемом не более 10—25°.

Достоинства скреперной разработки: высокая эффективность и маневренность работ; универсальность машин, позволяющая осуществлять весь технологический комплекс работ: устройство подъездных путей, проходку траншей, канав, котлованов, вскрышу торфов и транспортирование их в отвалы, добычу и доставку песков на промывочные приборы и другие работы;

возможность выемки пород относительно тонкими слоями по мере оттаивания мерзлоты.

Организация скреперной разработки россыпных месторождений. Выемку мерзлых пород скреперами начинают, когда глубина оттаявшего слоя достигает 15—20 см. Работа должна производиться с такой интенсивностью, чтобы тракторный агрегат не увязал в оттаявшей породе, а все время двигался по твердому мерзлому монолиту. Следовательно, глубина оттаявшего слоя не должна превышать 25—30 см.

Размер площади для разработки одним агрегатом с расчетом обеспечения его талой породой может быть определен по формуле

$$S \geqslant \frac{Q_c T_o}{h_o}, \text{ м}^2,$$

где $Q_с$ — суточная производительность скрепера, м³;
$T_о$ — число дней, в течение которых разрабатываемая порода оттаивает на нужную глубину;
$h_о$ — минимальная глубина оттаивания, необходимая для нормальной работы скрепера (0,15—0,2 м).

В результате оттайки мерзлых пород разрабатываемая площадь обводняется. Поэтому перед началом вскрышных работ необходимо осушить полигон.

В табл. 57 показана продолжительность эксплуатационного периода для скреперов.

Производительность скреперов. Производительность скреперов определяется по формуле

$$Q_{скр} = \frac{q_к t_{см} \eta_и k_н \cdot 3600}{\left(\frac{l_1}{v_1} + \frac{l_2}{v_2} + \frac{l_3}{v_3} + a_р + b_з + c_п\right) k_р},$$

где $Q_{скр}$ — сменная производительность скрепера, м³;
$q_к$ — объем перемещаемой горной массы, м³;
$t_{см}$ — продолжительность рабочей смены, ч;
$\eta_и$ — коэффициент использования сменного времени;
$k_н$ — коэффициент наполнения ковша;
l_1 — длина пути загрузки, м;
v_1 — скорость движения скрепера при загрузке, м/сек;
l_2 — длина пути груженого хода скрепера, м;
v_2 — скорость движения груженого скрепера, м/сек;
l_3 — путь, проходимый скрепером от разгрузки до начала загрузки, м;
v_3 — скорость холостого хода скрепера, м/сек;
$a_р$ — время разворота скрепера, сек;
$b_з$ — продолжительность загрузки скрепера, сек;
$c_п$ — время переключения скоростей, сек;
$k_р$ — коэффициент разрыхления породы.

На производительность скрепера большое влияние оказывает схема резания пород. Различают следующие схемы:

прямое резание — на протяжении всего пути зарезания нож ковша одинаково заглублен в массив;

ступенчатое — начинается при максимальном заглублении ножа, с последующим его уменьшением;

гребенчатое — зарезание производится волнами, начиная с длины зарезания 5—6 м и кончая 0,8—1 м.

Наполнение ковша скрепера зависит от тягового усилия трактора, плотности и влажности пород.

При разработке галечно-глинистых пород в первоначальный период ковш до половины емкости наполняется под действием силы

срезания стружки. Дальнейшее наполнение происходит под действием сил сопротивления, возникающих при трении вала породы о массив. Для максимального наполнения ковша необходимо усилие, способное протолкнуть породу до верхней его части. Когда мощности трактора недостаточно, загрузку рекомендуется производить с переменным заглублением. Сначала нож ковша заглубляется на максимальную глубину (20—30 см), и как только тягач начинает перегружаться или пробуксовывать, толщина срезаемого слоя уменьшается до нескольких сантиметров. С восстановлением нормальной работы трактора ковш снова заглубляется до 30 см. Таким образом, резание осуществляется волнами, или так называемыми «клевками» длиной до 1,5—2 м каждый.

При применении данного метода набора во всех случаях требуется большая длина пути загрузки (35—50 м). Сократить ее можно путем применения ребристо-шахматной схемы с гребенчатым резанием пород, сущность которой заключается в том, что на поверхности полигона производится ряд зарезаний с зазорами (ребрами) между отдельными заходками около 1,3 м. Следующий ряд зарезаний производится с расчетом, чтобы центр хода скрепера приходился на ось оставленных ребер, причем заполнение ковша начинается с отступлением назад против первого ряда примерно наполовину нормального пути заполнения.

Такая организация работ на 10—15% позволяет увеличить загрузку ковша и сократить время его наполнения, что соответственно повышает производительность скрепера. При разработке более тяжелых пород, когда применяются тракторы-толкачи, «цепная загрузка» ковша состоит в том, что скреперы устанавливаются по ходу движения трактора-толкача таким образом, чтобы обеспечить быстрый его переход от одного трактора к другому. Работа скрепера с толкачом за счет сокращения длины пути набора ковша и увеличения объема перемещаемой породы повышает производительность на 40—60%.

Спаренная работа скреперов. Опытные скреперисты применяют спаренную работу агрегатов вместо использования специальных толкачей. Сущность способа состоит в том, что при наполнении первого скрепера второй работает в качестве толкача. При наполнении второго скрепера первый скрепер, присоединяясь ко второму, работает в качестве тягача.

Большинство машинистов, закончив загрузку ковша скрепера, сразу поднимает ковш (с ходу), чтобы сократить время перевода агрегата в транспортное положение и не допустить его перегрузки.

К месту разгрузки породу транспортируют на четвертой, реже на третьей скорости.

Выгрузка породы на отвале. Породу на отвале укладывают слоями толщиной 15—40 см. Скрепер разгружают на

Таблица 58

Производительность скреперов за один час чистой работы, м³

(отвалообразование одностороннее)*

Скрепер	Емкость ковша скрепера, м³	Категория разрабатываемой породы	Длина транспортирования, м															
			50	100	150	200	250	300	350	400	450	500	550	600	650	700	750	800
Д-498, Д-374, Д-534	6,0	I—II	66	50	39	33	28	25	22	20	18	17	16	15	14	13	12	11
		III	55	43	35	29	25	22	20	18	17	16	15	14	13	12	11	10
		IV	46	36	30	26	22	20	18	16	15	14	13	12	11	10,5	10	9
Д-522А, Д-542	7,5	I—II	79	59	48	40	34	31	27	24	22	20	18	16	15	14	13,5	13
		III	63	51	42	35	31	28	24	22	20	18	17	15	14	13	12,5	12
		IV	53	43	36	31	27	23	21	19	17	16	15	13	12	11,5	11	10
Д-213А	10,0	I—II	109	83	66	55	48	42	37	33	30	27	25	23	21	20	19	18
		III	92	71	57	49	43	37	32	29	27	24	22	21	19	18	17	16
		IV	73	59	50	43	37	33	29	26	24	22	20	19	18	17	16	15
Д-188А, Д-511	15,0	I—II	170	128	103	87	73	64	57	51	46	42	39	36	33	32	30	29
		III	143	109	89	74	65	57	50	46	41	37	34	32	30	28	27	26
		IV	115	92	77	65	58	50	46	41	37	34	32	30	28	27	26	25

* При двустороннем отвалообразовании производительность повышается на 5—10%.

третьей и, если возможно, на четвертой скорости. При этом сокращается продолжительность цикла скреперования. Однако глинистые и вязкие породы в большинстве случаев приходится выгружать на третьей и даже на второй скоростях.

Разгрузку на откосе отвала при движении скрепера под уклон 20—30° рекомендуется применять при большой влажности и вязкости пород.

Расстояние разгрузки под уклон определяется наклонной длиной откоса, зависящей от высоты отвала, и практически составляет от 6 до 10 м. Время разгрузки 15—25 сек. Этот способ наиболее рационален при последовательном наращивании отвалов по мере подвигания забоя.

Часовая производительность скреперов показана в табл. 58.

Исходя из продолжительности эксплуатационного периода и количества планово-предупредительных ремонтов, время чистой работы при трехсменном режиме и семичасовой смене равно для районов Забайкалья и Урала 2700—2840 ч, для центральных районов Магаданской области — 1900—2060 ч, для районов Чукотки — 1500—1680 ч.

Годовой объем выработки скрепера определяется по формуле

$$Q_{\text{год}} = N_{\text{см}} Q_{\text{см}} k_{\text{с}},$$

где $Q_{\text{год}}$ — годовой объем переработки скрепером, м³;
$N_{\text{см}}$ — количество работы скрепера;
$Q_{\text{см}}$ — сменная производительность скрепера, м³;
$k_{\text{с}}$ — коэффициент снижения производительности скрепера в весенний и осенний периоды из-за недостаточной оттайки мерзлых пород (равен 0,97).

7. Землеройные машины

При разработке россыпных месторождений применяются экскаваторы: одноковшовые — драглайны, прямые и обратные лопаты, многоковшовые и роторные. Эти машины могут быть использованы как самостоятельно, так и в комплексе с землеройно-транспортной техникой.

Одноковшовые экскаваторы (табл. 59) цикличного действия — драглайны предназначены для вскрышных работ при бестранспортной вскрыше; прямые лопаты — для вскрыши с использованием транспортных средств или для горноподготовительных работ; обратные лопаты — для горноподготовительных (канавных) работ.

Многоковшовые и роторные экскаваторы непрерывного действия приспособлены для работы с верхним и нижним черпанием на глу-

бину до 10—12 м. Роторные экскаваторы (табл. 60) чаще всего используются в комплексе с шагающими отвалообразователями (табл. 61), которые позволяют применять схемы вскрышных работ с непосредственным складированием пород в выработанном пространстве и за пределами разреза.

Использование экскаваторов. Разработка вечномерзлых пород одноковшовыми экскаваторами с оборудованием драглайна производится в основном по бестранспортной системе. Полезное время работы экскаваторов при трехсменном режиме определяется по формуле

$$T_{экс} = T_{см} - (t_{п.з} + t_{отд}),$$

где $T_{экс}$ — полезное время работы экскаватора, ч;

$T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

$t_{п.з}$ — время, затрачиваемое на подготовительно-заключительные операции (20—40 мин);

$t_{отд}$ — время, затрачиваемое на отдых (30 мин).

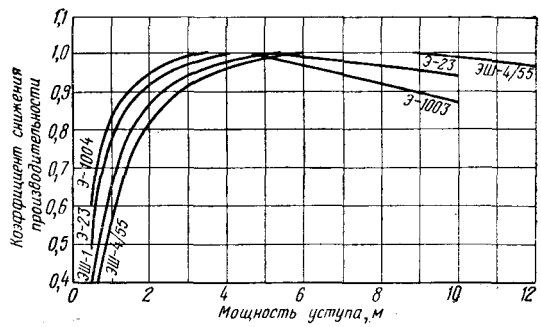


Рис. 16. Коэффициент снижения производительности одноковшовых экскаваторов в зависимости от мощности уступа

Коэффициент использования рабочего времени экскаватора при работе в отвал составляет: за смену — 0,84, за сутки — 0,75. Эксплуатационная сменная производительность экскаваторов определяется по формуле

$$Q_{экс} = \frac{3600}{t_ц} \cdot \frac{k_{нап}}{k_{раз}} q_к T k_и, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где $Q_{экс}$ — сменная производительность, м³;

T — продолжительность смены, ч;

$k_и$ — коэффициент использования рабочего времени экскаватора при выгрузке породы в отвал (принимается 0,75—0,90).

Изменение производительности в зависимости от категории разрабатываемых пород и мощности уступа (глубина выемки) характеризуется данными рис. 16.

Показатели	Э-758	Э-652	Э-6516	Э-10011	Э-1251	Э-1003, Э-1004	Э-2005, ЭКГ-2
Драглайны							
Емкость ковша, м³	0,8	0,5	0,8	0,75—1	1	1	1—2
Длина стрелы, м	10	10	13	12,5—15	12,5—15	16,2	15, 20, 25
Наибольший радиус копания, м	11,1	11,1	14,3	15	14,3	17 5	27,4
Наибольшая глубина копания, м:							
при боковом проходе	4,4	4,4	6,6	7,8	6	8	14
при кольцевом проходе	7,3	7,3	10	12	9,5	12,5	20,6
Наибольший радиус выгрузки, м	10	10	12,5	14,4	12,4	15,4	23,8
Наибольшая высота выгрузки, м	5,5	5,5	5	8,3	6,5	5,7	15,9
Прямая лопата							
Емкость ковша, м³	0,75	0,65	0,65	1	1,25	1	2,25
Длина стрелы, м	5,5	5,5	5,3	5,5	6,8	6,7	10,5
Длина рукоятки, м	4,5	4,5	4,33	4,7	4,9	4,9	7,28
Наибольший радиус копания, м	8	7,8	7,75	9	9,9	9,8	14,4
Наибольшая высота копания, м	7,7	7,9	7,57	8	9,3	9	10,2
Наибольший радиус выгрузки, м	7,1	7,1	7,1	8	8,9	8,7	12,7
Наибольшая высота выгрузки, м	5,2	5,6	5,5	6	6,6	5,7	6,3
Размеры, мм:							
длина	4810	4610	4600	5420	5540	—	7620
ширина	2900	2850	2800	3100	3200	—	3800
высота	3350	3500	3140	3420	4180	—	6300
Скорость движения экскаватора, км/ч	До 8,15	До 3	До 2	До 2,53	До 1,49	До 1,45	До 1,22
Удельное давление, кгс/см²	0,69	0,65	0,65	0,94	0,66	0,87	1,33
Масса, т	20	20,5	18	31,5	39,5	39	87,6

* В числителе—при работе, в знаменателе—при передвижении.
** От поверхности земли.

Таблица 59

одноковшовых экскаваторов

Э-2501	ЭКГ-4	ЭКГ-8	ЭШ-1	ЭШ-4/40	ЭШ-5/45	ЭШ-10/60	ЭШ-10/70	ЭШ-15/90А
1,5—3	—	—	3,4	4	5	10	10	15
25/15	—	—	37,6	40	45	60	70	90
27,4/17,4	—	—	42	48	45	58	58	82
14/7,4	—	—	20	32	20,5	—	20	24
20,6/12	—	—	—	—	36	35	35	41
23,8/15	—	—	34	37	44,5	57	57	82
15,9/7,9	—	—	17	19,4	21	21	24	37
2,5	3,4—5	6,8—8	—	—	—	—	—	—
9	10,5	12	—	—	—	—	—	—
6,06	7,28	8,6	—	—	—	—	—	—
12,1	14,4	17,4	—	—	—	—	—	—
11,2	10,2	12,9	—	—	—	—	—	—
10,8	12,7	15,47	—	—	—	—	—	—
7,3	6,3	8,4	—	—	—	—	—	—
4837	6250	10 900	11 440	12 050	12 185	16 000	Нет данных	Нет данных
4050	5000	6 000	5 960	6 000	6 500	9 000	9000 *	9 600 *
6338	8000	6 350	9 130	9 540	10 150	7 212	8500 **	11 400 **
До 1,21	До 0,45	До 0,80	До 0,33	До 0,47	До 0,45	До 0,2	До 0,2	До 0,06
1,24	1,6	2,40	0,39—0,75	0.43—1	0,4	0,85/1,2 *	0,85/1,2 *	0,8/1,27 *
83	185	355	164	180	177,6	536 (без противовеса, масса противовеса — 6 т)	620	1600

Таблица 60

Техническая характеристика роторных экскаваторов

Показатели	ЭЭР-500 $\frac{12,5}{0,5}$	ЭРГ-350 $\frac{17}{2}$	ЭРГ-400 $\frac{17}{1,5}$	К-300 (ЧССР)	ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}\frac{31}{}$	ЭРШР-2800 $\frac{50}{5}$ (проект)
Техническая производительность, м³/ч	500	1000	—	720	3000	5750
Емкость черпака, л	250	350	400	300	1600	2600
Число черпаков	8	8	9	10	12	12
Диаметр ротора, м	4,70	6,12	6,45	6,0	11,5	16,0
Скорость вращения ротора, об/мин	8,12	8,7	6,35	—	4,0	—
Ширина ленты конвейера, мм	1200	1200	1400	1400	1800	2400
Тип рамы	Невыдвижная				Выдвижная	
Наибольшая высота черпания, м	12,5	17,0	17,0	16,0	40,0	50,0
Наибольшая глубина черпания, м	0,5	2,0	1,5	2,0	10,0	5,0
Наибольший радиус черпания, м	17,5	24,0	24,2	25,4	66,0	90,0
Удельное давление на почву, кгс/см²	1,07	1,0	1,1	1,2	0,9	1,0
Установочная мощность двигателя, квт	320	580	625	646	3940	19 800
Ход экскаватора	Гусеничный					Рельсо-балочный
Масса, т	186	425	565	600	3400	4800

Таблица 61

Техническая характеристика шагающих отвалообразователей

Показатели	ОШ-1	ОШ-125/500	ОШ-90/3600	ОШ-90/4500	ОШ-180/4500
Производительность по разрыхленной породе, м³/ч	650	1500	3600	4500	4500
Длина рамы разгрузочного конвейера, м	75	126,5	80	87	181
Высота разгрузки при угле наклона 18°, м	23	40	30	30	60
Длина рамы приемного конвейера, м	—	37,5	30	30	60
Радиус разгрузки при угле наклона 18°, м	77	125	87,5	90	185
Угол поворота приемного конвейера, град	0	0	± 65	± 65	± 30
Удельное давление опорных башмаков, кгс/см²	0,46	0,7	0,83	1,2	1,38
Установленная мощность электродвигателя, квт	180	450	1575	2000	3460
Масса, т	195	504	600	775	2000

Эксплуатационная производительность роторных экскаваторов определяется по формуле

$$Q_{\text{рэ}} = \frac{60 q_{\text{чер}} n_{\text{с}}}{k_{\text{р}}} k_{\text{н}} \eta_{\text{и}},$$

где $q_{\text{чер}}$ — емкость черпака, м³;
$n_{\text{с}}$ — число ссыпок в минуту;
$k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления;
$k_{\text{н}}$ — коэффициент наполнения черпаков (0,5—0,7);
$\eta_{\text{и}}$ — коэффициент использования экскаватора во времени.

Глава III

ГОРНОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ И ВСКРЫШНЫЕ РАБОТЫ

8. Назначение и терминология горноподготовительных работ

Горноподготовительными называются работы, назначение которых — подготовка месторождения к эксплуатации. В комплекс горноподготовительных работ входят подготовка поверхности месторождения, осушение и проведение вскрывающих выработок.

По степени трудности освоения месторождения делятся на четыре категории в зависимости от сложности осушительных работ.

Легкими для освоения считываются месторождения, при разработке которых не требуются специальные мероприятия по борьбе с водой; средней трудности — месторождения, освоение которых связано с необходимостью проведения несложных мероприятий по водоотливу или осушению (проведение канав, применение иглофильтровых установок и других способов открытого водоотлива).

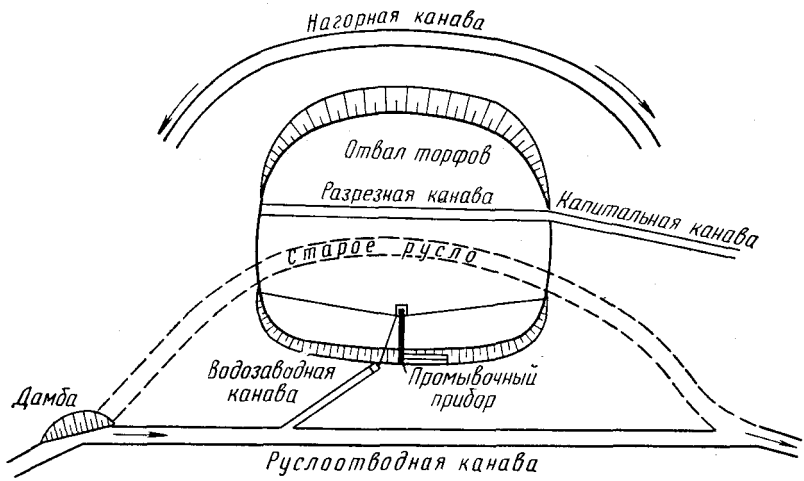


Рис. 17. Расположение различных канав относительно разрабатываемого участка россыпи

Большая трудность разработки определяется необходимостью в специальных методах осушения: проведении подземных выработок, сложных устройств для укрепления откосов.

Исключительно трудными для разработки считаются месторождения, на которых не удается создать благоприятных условий работы обычными средствами и капитальными выработками.

Практически россыпные месторождения относятся к первым трем категориям, вечномерзлые россыпи — чаще всего к первой и второй. Наиболее часто осушение россыпей производится канавами и относится к так называемому горизонтальному дренажу, который бывает контурным и заградительным. По назначению и расположению канавы (рис. 17) могут быть:

р у с л о о т в о д н ы м и, предназначающимися для отвода русла речки или ручья, если оно проходит непосредственно по россыпи, пересекает ее или находится в опасной близости;

нагорными, назначение которых — перехват грунтовых и атмосферных вод на склонах и отвод их за пределы разрабатываемого участка;

разрезными, когда они проходят непосредственно по участку россыпи, подлежащему отработке, с целью его осушения;

капитальными, проводящимися для принятия воды из разрезных канав и сброса ее ниже участка эксплуатационных работ (капитальная канава является как бы продолжением разрезной, но за пределами разрабатывающегося участка).

Существуют еще так называемые водозаводные канавы, которые проводят для обеспечения водой промывочных установок.

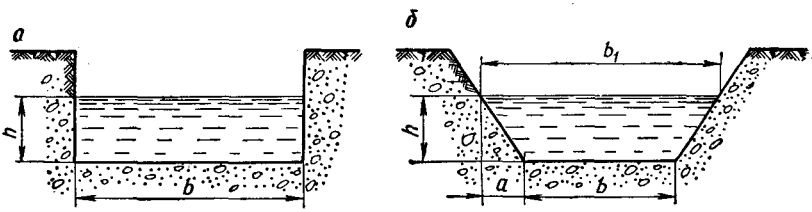


Рис. 18. Формы и элементы заложения канав:
а — прямоугольная; *б* — трапецеидальная

Форма и площадь поперечного сечения канав определяются исходя из их назначения и установленного расчетом количества воды, которое должна пропускать данная канава. Форма канав чаще всего бывает трапецеидальной или прямоугольной. Трапецеидальная форма — основная, прямоугольная допускается, когда канава закладывается в коренных породах (в плотике россыпи). В тех случаях, когда канава проходит частично в коренных породах, возможна смешанная форма. Треугольная форма поперечного сечения канавы целесообразна только в случае проведения ее вручную, поэтому рекомендована быть не может. Формы и элементы заложения канав показаны на рис. 18.

Размеры канавы определяют на основании гидравлических расчетов (см. гл. VI).

9. Проведение выработок и прочие горноподготовительные работы

При открытой разработке россыпей канавы проводятся бульдозерами, экскаваторами и скреперами, причем способ механизации выбирают в зависимости от размеров канавы, крепости пород и условий работы.

Рекомендуемые способы механизации при проведении канав приведены в табл. 62.

Таблица 62

Способы механизации проведения канав

Назначение канав	Характеристика канав	Характеристика грунтов	Механизмы
Руслоотводные и капитальные канавы	Большое сечение, глубина более 3 м	Талый или взорванный мерзлый грунт	Экскаваторы-драглайны с ковшом емкостью 0,5—2 м³. Экскаваторы, оборудованные обратной лопатой (ковш емкостью 0,5—1 м³)
		Мерзлый грунт (по мере естественной оттайки)	Колесные скреперы, бульдозеры для углубки до 1,5—2 м
Руслоотводные, капитальные и водозаводные канавы	Малое сечение, глубина до 3 м	Талый или взорванный мерзлый грунт	Экскаваторы с обратной лопатой (ковш емкостью 0,25—0,5 м³)
		Мерзлый грунт (по мере естественной оттайки)	Бульдозеры для углубки до 1,5—2 м; скреперы для углубки более чем на 2,5 м
Нагорные, разрезные канавы (с заглублением в плотик)	Размеры в зависимости от условий	Талый или взорванный мерзлый грунт	Экскаваторы с обратной лопатой (ковш емкостью 0,25—0,35 м³), бульдозеры
		Коренные породы плотика	Экскаваторы, бульдозеры (с предварительным рыхлением рыхлителями тяжелого типа или ВВ)

Подготовительными считаются также работы по проведению траншей и котлованов для промывочных установок, зумпфов для насосов.

Размеры котлованов и траншей определяют исходя из типа промывочной установки и размеров загрузочного бункера, приемной части элеватора или землесоса с учетом рельефа местности.

В районах вечной мерзлоты котлованы и траншеи проводят в зимнее время с помощью буровзрывных работ и с выемкой взорванного грунта бульдозерами. Этот способ связан с дополнительными объемами выемки, так как необходима выездная траншея, которая после установки бункера засыпается.

Схематично проведение котлована для промывочной установки бульдозером показано на рис. 19.

Иногда практикуется проведение котлованов для промывочных установок взрывом на выброс. Этот способ невыгоден и применяется

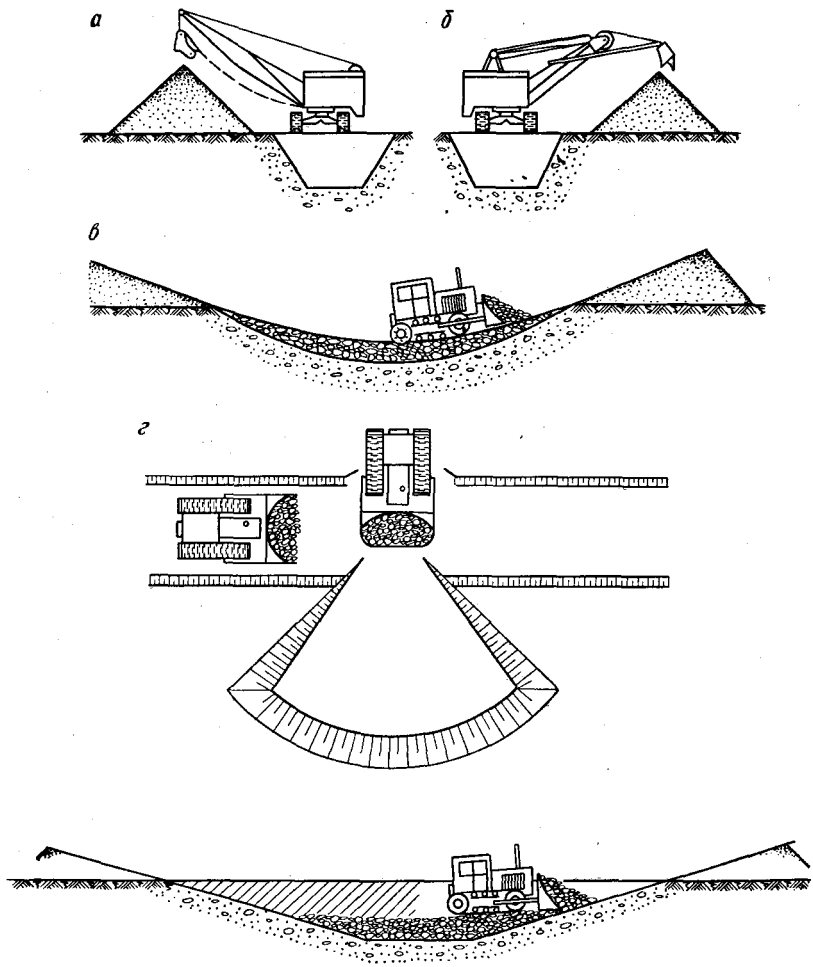


Рис. 19. Проведение горноподготовительных выработок:

а — канавы экскаватором-драглайном; *б* — обратной лопатой; *в* — поперечными ходами бульдозера; *г* — продольными ходами бульдозера с созданием выездов; внизу — проведение котлована бульдозером (заштрихована часть выработки, которая в дальнейшем будет засыпана)

только при сложных горногеологических условиях (большая обводненность, отсутствие необходимого оборудования, недостаток времени и т. д.).

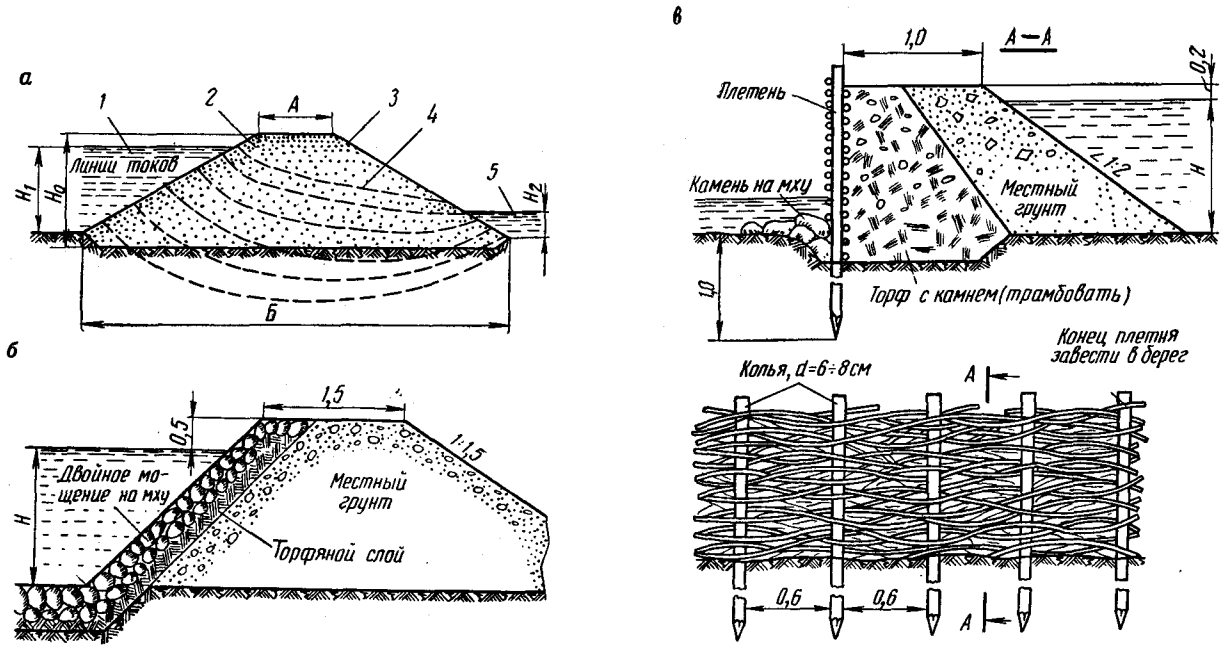


Рис. 20. Плотины:

а — земляная (пунктиром показаны линии токов воды в теле плотины); *б* — из каменного наброса; *в* — плетневая; *1* — верхний бьеф; *2* — верховой откос; *3* — низовой откос; *4* — кривая депрессии; *5* — нижний бьеф

Проходка зумпфов аналогична проведению котлованов промывочных установок.

При водоснабжении промывочной установки непосредственно из водотока зумпфы устраивают несколько в стороне от русла, чтобы избежать заиливания.

При водоснабжении промывочной установки оборотной водой необходимы мероприятия, предупреждающие попадание в зумпф хвостов промывки. Наиболее эффективно устройство прудов-отстойников.

Осушительные и другие подготовительные работы часто связаны с необходимостью возведения простейших гидротехнических сооружений — плотин и дамб.

Элементы земляной плотины показаны на рис. 20, *а*. Плотину из каменного наброса (рис. 20, *б*) сооружают на плотном основании. Для предотвращения фильтрации воды на верховой откос насыпают суглинистый грунт, который, в свою очередь, предохраняется от размыва слоем камней. Слив (сброс) допускается через гребень плотины. На небольших водотоках применяют плетневые (рис. 20, *в*), свайные, козелковые и шпунтовые плотины. Для указанных типов плотин гидравлические расчеты сводятся к выбору расчетного расхода, горизонта и определению размеров водослива.

Расход воды через водослив определяется по формуле

$$Q = 0{,}4b\sqrt{2g}\,h^{\frac{3}{2}},\ \text{м}^3/\text{сек},$$

где b — длина порога водослива, м;

g — ускорение силы тяжести, м/сек^2;

h — напор водослива, превышение горизонта воды над кромкой водослива, м.

При неустойчивых грунтах в основании плотины длина фильтрационного пути под плотиной (считая от вертикали, проходящей через урез воды) должна быть

$$L = CH,\ \text{м},$$

где C — коэффициент, зависящий от характера грунта (табл. 63);

H — глубина верхнего бьефа или напор, м.

Таблица 63

Значения коэффициента C

Характер грунта	C	Характер грунта	C
Илистый	6	Глинистый	3
Мелкозернистый	5	Гравелистый	4
Средне- и крупнопесчаный	4,5	Галечный	3,5
Лёсс	4	Торфяной	3

10. Назначение и терминология вскрышных работ

В общем комплексе открытых работ основными по объему, а следовательно, и по трудоемкости являются вскрышные, задача которых — удаление и перемещение в отвалы пустых пород (торфов), перекрывающих пласт песков.

Различают три основные операции вскрышных работ: непосредственно вскрыша (иногда говорят «чистая» вскрыша), перемещение в отвал (отвалообразование) и перевалка. Все эти операции могут выполняться одним и тем же механизмом, но иногда для каждой из них применяются различные механизмы. Эти механизмы могут быть однотипными, например бульдозеры, и различными, например экскаваторы и бульдозеры.

Необходимость в перевалке возникает в тех случаях, когда невозможно сразу же обеспечить размещение отвала торфов за пределами промышленной части россыпи. В этом случае выкладываются временные отвалы, которые в дальнейшем должны быть перемещены («перевалены») на другое место. Перевалка чаще всего имеет место при экскаваторной вскрыше. Когда в качестве вскрывающих механизмов используют бульдозеры и колесные скреперы, которые сами способны производить транспортировку, то необходимость в перевалке возникает редко. Объем перевалки зависит от ширины полигона, мощности торфов, рабочих параметров землеройной машины.

Для экскаваторной вскрыши наиболее выгодны варианты, обеспечивающие минимальный объем перевалки.

Коэффициент вскрыши при разработке вечномерзлых россыпей достигает значительных величин, но не за счет глубины залегания, а из-за малой мощности и небольшой ширины пласта песков. Для средних условий этот коэффициент чаще всего составляет от 3 до 6.

Вскрыша торфов сопровождается геологическим опробованием и производится до такой глубины, когда появляется реальная опасность вместе с торфами переместить в отвал часть золотоносных рыхлых отложений. Чтобы этого не произошло, оставляют так называемую «предохранительную рубашку» — слой торфов мощностью 0,2 м непосредственно над песками. Мощность «рубашки» — величина весьма условная, так как практически невозможно при волнистом и невыдержанном характере пласта песков везде сохранить «рубашку» одинаковой величины. Поэтому следует считать 0,2 м средней величиной. При экскаваторной вскрыше вообще невозможно сохранить слой мощностью меньше 0,5 м. Поэтому после экскаваторной вскрыши «рубашку» до нормальной мощности обычно доводят бульдозерами.

«Рубашка» далеко не всегда достигает своей цели. Когда промышленный пласт неровный, даже тщательное геологическое опробование не может охватить всю площадь полигона, поэтому всегда

имеется опасность частичной потери песков с торфами. Кроме того, довольно часто золото в непромышленных количествах содержится в прилегающих к пескам торфах. Поэтому в последнее время совершенно отчетливо наметилась тенденция увеличивать мощность «рубашки» и тем самым вовлекать часть торфов в промывку.

11. Классификация вскрышных работ

При существующем уровне техники вскрышные работы можно производить только на талых россыпях или же на мерзлых, но предварительно разрыхленных. Следовательно, состояние рыхлых отложений (мерзлое или талое) предопределяет необходимость в специальной подготовке и весь последующий технологический процесс. Талую россыпь (мерзлую, но искусственно оттаянную или разрыхленную) можно разрабатывать сразу на всю мощность или слоями любой мощности. Мерзлую россыпь, которая оттаивает под действием солнечной радиации, можно разрабатывать только горизонтальными слоями.

По способу разработки (выемки) торфов все системы вскрышных работ разделены на две основные группы (табл. 64) — системы с послойной выемкой и с выемкой на всю глубину.

12. Послойная выемка торфов с выполаживанием бортов разреза

На разработке мерзлых россыпей по мере их естественного оттаивания чаще всего основной вскрывающей машиной является бульдозер, значительно реже — колесный скрепер.

Вскрышные работы с применением бульдозеров производятся параллельными ходами бульдозеров с устройством пологого выезда по всему борту вскрываемого полигона. Торфа размещаются в отвалы на одну или на обе стороны полигона (рис. 21, *б*).

Возможны два варианта способа:

выемка слоями по всей площади полигона — в этом случае цикл работ заключается в снятии слоя постоянной мощности со всей площади;

выемка траншеями — при этом образуется ряд параллельных траншей глубиной до 0,7 м, разделенных целиками шириной до 1 м. Цикл состоит из двух операций. Первая — образование траншей, вторая — срезание целиков между траншеями.

Второй вариант рекомендуется при вскрыше льдонасыщенных торфов, которые при оттаивании образуют жидкую массу. Если в этих условиях работу проводить по первому варианту, то отвалы бульдозеров целесообразно оборудовать открылками-уширителями.

Работа бульдозера на выемке торфов может быть разделена на два этапа:

Таблица 64

Классификация вскрышных работ

Способ выемки торфов	Способ подготовки мерзлых торфов к выемке *	Основные типы применяемых машин	Общая характеристика вскрышных работ	Способ производства работ	Системы вскрышных работ
Послойная выемка	Естественная оттайка	Бульдозеры при мощности слоя 10 см и выше	Послойная вскрыша с непосредственным отвалообразованием	Бульдозерный	С выполаживанием бортов
				Скреперный	С созданием выездов
	Взрывное рыхление	Колесные скреперы при мощности слоя более 20 см	То же	Экскаваторный	С размещением в постоянные отвалы
					С перевалкой
	Искусственная оттайка	Экскаваторы (драглайны) при мощности слоя не менее 50 см	Послойная вскрыша с использованием на отвалообразовании дополнительных механизмов	Возможно применение машин в различных комбинациях—бульдозер с бульдозером, бульдозер с экскаватором и т. д. При одинаковых машинах способы называются по типу машин, при различных—комплексными	С проходкой выездной (аккумулирующей) траншеи. Без проходки траншеи. С применением ленточных отвалообразователей. С применением средств гидромеханизации
Выемка на всю мощность	Взрывное рыхление	Экскаваторы (механическая лопата или драглайн)	Вскрыша на всю мощность россыпи с непосредственным отвалообразованием	Экскаваторный	С размещением в постоянные отвалы
					С перевалкой
	Накопление слоя естественного оттаивания	То же	Вскрыша с применением на отвалообразовании дополнительных механизмов или транспортных средств	То же	С использованием на отвалообразовании землеройных машин
	Искусственная оттайка	Колесные скреперы	Вскрыша наклонными слоями на всю мощность россыпи	Скреперный	С применением транспортных средств для отвалообразования

* Если россыпь находится в талом состоянии, то эта колонка опускается.

первый этап — работа бульдозера в пределах вскрываемого полигона, второй этап — транспортирование пород за борт разреза и отвалообразование за контуром полигона.

На первом этапе производительность бульдозера зависит от категории разрабатываемых пород и ширины вскрываемого полигона, на втором — от глубины разреза, размеров отвала, методов отвалообразования и, наконец, от рельефа местности, на которой размещаются породы вскрыши.

При проектировании и производстве вскрышных работ особое внимание должно быть уделено наиболее экономичным вариантам устройства выездов и отвалообразования, оказывающим решающее влияние на стоимость вскрыши. Пологий выезд можно устраивать за пределами полигона, внутри полигона и частично внутри полигона.

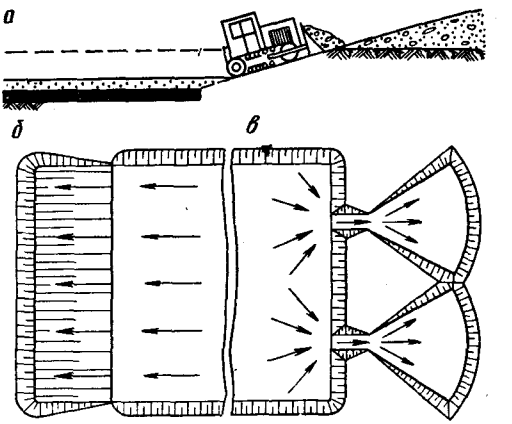


Рис. 21. Послойная выемка торфов с непосредственным отвалообразованием:

а — выезд бульдозера из разреза в период отвалообразования; *б* — система с выполаживанием (разносом) борта разреза; *в* — система с образованием выездов

Эти варианты показаны на рис. 22. Первый наиболее прост, но связан с дополнительными объемами выемки и увеличенным расстоянием движения машины, а следовательно, со снижением ее производительности. Второму варианту не свойственны эти недостатки, зато внутри полигона остается целик торфов, который в дальнейшем необходимо отрабатывать отдельно. В третьем варианте смягчаются недостатки первых двух. В этом варианте (по сравнению с первым) производительность бульдозера увеличивается на 10—15%. Он наиболее приемлем для средних условий. Полностью оставлять выезд внутри полигона можно только в том случае, когда ширина пологого выезда не превышает 30% ширины полигона. Пологий выезд целиком внутри полигона может быть рекомендован только при мощности торфов менее 3 м. Выемка целика, образовавшегося в результате оборудования пологого выезда внутри полигона, производится в два приема: сначала продольными, затем поперечными ходами бульдозера.

Отвалообразование при вскрышных работах с разносом бортов разреза производят обычно под некоторым постоянным углом. Бульдо-

зер с грузом поднимается на максимальную высоту и оттуда сталкивает породу под откос.

Более рационален послойный способ отвалообразования, при котором отвал отсыпают горизонтальными слоями толщиной 0,8—1,2 м. Чтобы не выполнять планировочные работы на отвале, слои наращивают попеременно наступающим и отступающим фронтом. Метод послойного наращивания отвалов повышает производительность бульдозеров на вскрышных работах на 10%.

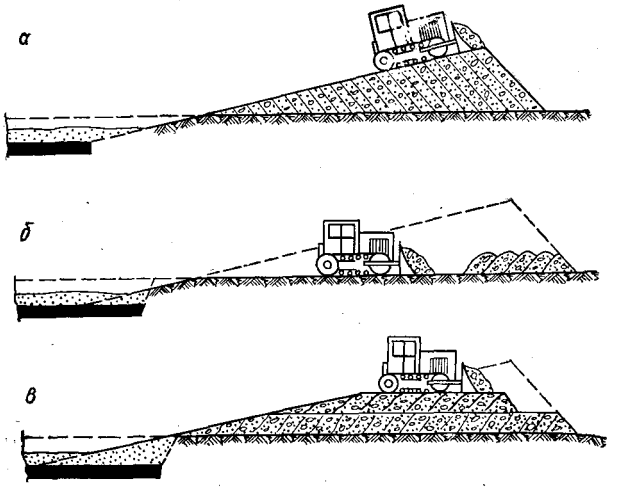


Рис. 22. Схемы выемки торфов бульдозерами со складированием пород на борт разреза:

а — с наращиванием отвала, под углом; *б* и *в* — с послойным отвалообразованием. Пологий выезд целиком за пределами полигона (*а*), частично на полигоне (*б*) и полностью внутри полигона (*в*)

Значительная часть россыпных месторождений расположена в долинах рек и ручьев с большими уклонами и крутыми увалами, на которых резко снижается емкость отвалов. В этих случаях транспортирование пород бульдозером в отвал надо производить не перпендикулярно оси долины, а под острым углом в сторону ее уклона.

На площадках с крутым подъемом отвалообразование ведут параллельными ходами бульдозера также под острым углом к направлению долины. В этом случае отвал состоит из целого ряда отдельных небольших отвалов, располагаемых почти параллельно долине.

Во избежание бокового крена бульдозера поверхность дороги (в поперечном сечении) должна быть горизонтальной, а поверхность отвала иметь ступенчатую форму. Уступы должны быть шире отвала бульдозера на 1—2 м.

Комбинированная схема отвалообразования. Сущность этой схемы состоит в том, что две трети объема торфов вынимают параллельными заходками с образованием отвала под прямым

углом к оси полигона, а остальную часть торфов выкладывают на ранее образованный отвал под острым углом к оси полигона (рис. 23).

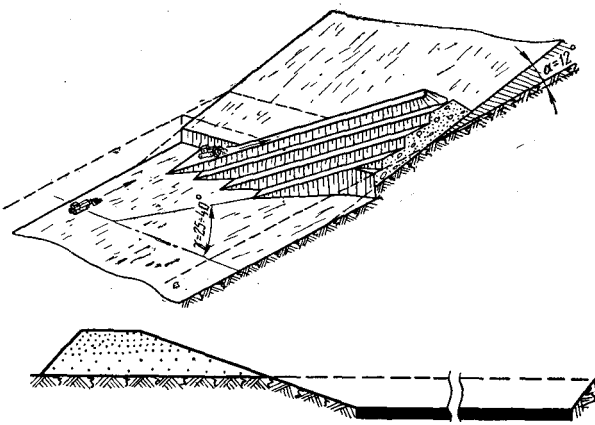


Рис. 23. Схема комбинированного отвалообразования при выемке торфов с разносом борта разреза

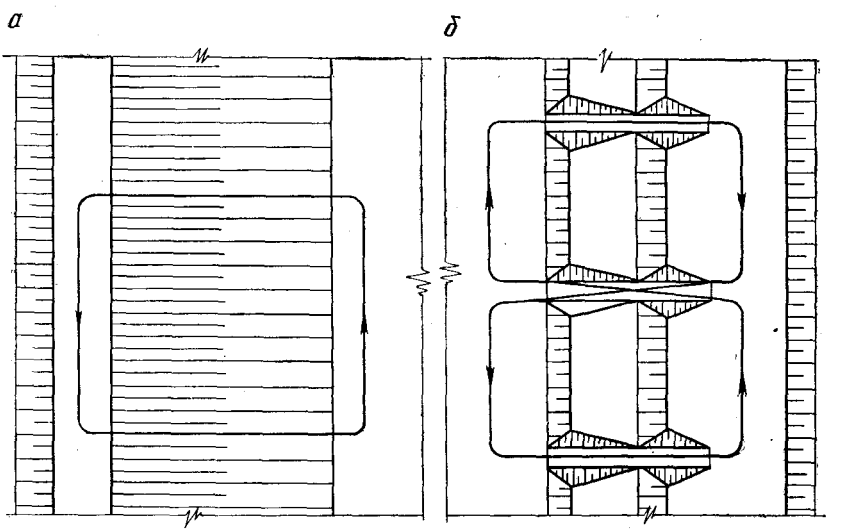


Рис. 24. Схемы работы скреперов при послойной вскрыше горизонтальными слоями с послойным наращиванием высоты отвала:

а — движение кольцевое (при двустороннем отвалообразовании — челночное); *б* — движение спиральное и по восьмерке (при двустороннем отвалообразовании — кольцевое); слева показана система с выполаживанием бортов, справа — с созданием выездов

Комбинированное отвалообразование позволяет повысить производительность бульдозеров на 3—5% и увеличить емкость отвала, сохранив минимальный размер подотвальной площади.

Вскрышные работы с применением скреперов. При вскрыше скреперами возможны различные варианты движения скрепера (рис. 24). Вариант выбирают в зависимости от конкретных условий, предпочтение отдают тому, который обеспечивает минимальное расстояние транспортирования. Пологий выезд создается под углом, обеспечивающим свободный выезд груженого скрепера.

Системы с выполаживанием (разносом) бортов применяют при мощности торфов 3—4 м.

Экономически целесообразная ширина полигона в случае применения системы с разносом бортов при вскрыше бульдозерами обычно составляет 25—50 м, при скреперной — 50—100 м (соответственно для одно- и двустороннего размещения отвалов). Широкие полигоны следует вскрывать с разделением их на продольные полосы шириной 50, 75, 100 м.

13. Послойная выемка торфов с созданием выездов

Эта система весьма проста при вскрышных работах и бульдозерами, и скреперами. Несколько усложняется движение землеройных машин, так как оно должно быть направлено к одной точке — к выезду. Бульдозер в этом случае работает радиальными ходами. Поэтому систему иногда называют веерной.

Область применения систем вскрыши с созданием выездов начинается при мощности торфов не менее 3 м (общий вид системы см. на рис. 21, *в* и 24, *б*).

Весьма ответственным моментом при проектировании системы является правильное определение расстояний между выездами. Излишне большое расстояние приведет к снижению производительности землеройных машин, слишком малое вызовет значительное увеличение объема работ. В табл. 65 указаны оптимальные расстояния между выездами для бульдозеров мощностью до 130 л. с. при одностороннем отвалообразовании.

Пропуски в табл. 65 означают, что при этих параметрах россыпи должна применяться система с выполаживанием бортов.

Таблица 65

Расстояния между выездами, м

Мощность торфов, м	Ширина полигона, м		
	10	20	30
3	30	20	—
4	40	30	—
5	50	40	30

Если используются бульдозеры с двигателем мощностью 180 и 385 л. с., то в расстояния, указанные в табл. 65, вносятся следующие поправочные коэффициенты в зависимости от глубины выемки:

Глубина выемки, м	Поправочный коэффициент
3	1,75 и 2,3,
4	1,6 и 2,1
5	1,4 и 1,9

Для определения расстояния между выездами при выемке торфов скреперами предлагается пользоваться формулой

$$l_м = \sqrt{\frac{C_в T k_и q k_н v}{2 C_{мс} k_р S_п}},\ м,$$

где $C_в$ — стоимость устройства выезда, руб.;
T — продолжительность рабочей смены, сек;
$k_и$ — коэффициент использования сменного времени;
q — геометрическая емкость ковша, м³;
$k_н$ — коэффициент наполнения ковша;
v — средняя установившаяся скорость движения скрепера по полигону, м/сек;
$C_{мс}$ — стоимость одной машино-смены, руб.;
$k_р$ — коэффициент разрыхления породы в ковше;
$S_п$ — площадь поперечного сечения полигона (средняя), м².

При значительной мощности торфов вместо выездных траншей могут создаваться бортовые выезды (полутраншеи). Методика определения расстояний между ними такая же. На рис. 25 показаны выездные траншеи и бортовые выезды. На рис. 26 и 27 указаны расстояния между выездами и объемы работ по их проходке в зависимости от глубины вскрыши.

Для производительной работы скрепера большое значение имеет правильно выбранная высота отвала торфов. Наиболее выгодной формой отвала (в поперечном сечении) является трапецеидальная. Оптимальная высота может быть определена по формуле

$$H = \frac{S_п k_р \operatorname{tg} \alpha v_в}{v_0},$$

где α — угод подъема выезда на отвал;
$v_в$ — скорость движения на выезде, м/сек;
v_0 — скорость движения по отвалу, м/сек.

При мощности россыпи 4—6 м целесообразно проходить выездные траншеи, в случае большей мощности следует устраивать бортовые выезды.

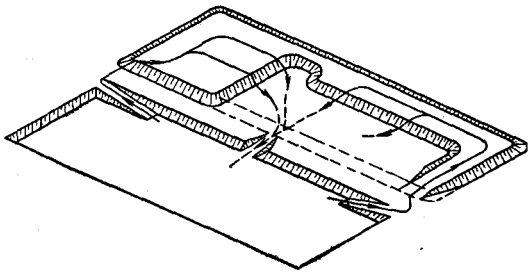


Рис. 25. Схема отвалообразования при создании выездных траншей и боковых выездов (скреперный вариант)

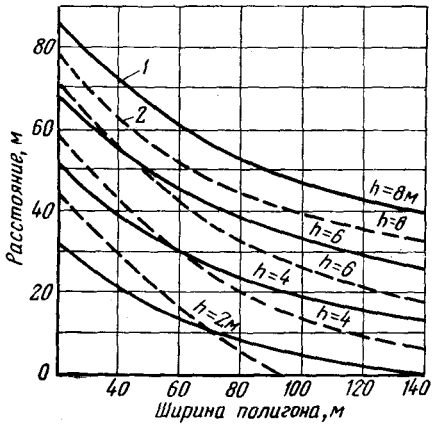


Рис. 26. Изменение расстояния в зависимости от ширины полигона и глубины разреза:

1 — между выездными траншеями; *2* — между бортовыми траншеями

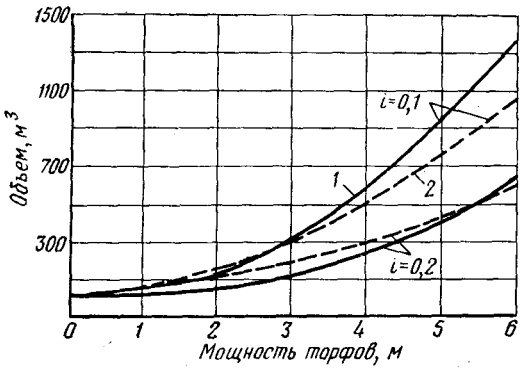


Рис. 27. Изменение объема в зависимости от мощности торфов и угла подъема пути при отвалообразовании:

1 — траншей; *2* — бортовых выездов

14. Послойная выемка торфов экскаваторами

Малая мощность забоя всегда связана со снижением производительности экскаватора. Поэтому послойная выемка при помощи экскаватора производится редко.

Наиболее простой вариант представлен на рис. 28, *а*. Область применения такой системы работ без перевалки ограничивается шириной россыпи. Чтобы избежать излишних передвижек экскаватора и повысить его производительность, желательно во всех случаях накапливать талый слой хотя бы до мощности 0,7—0,9 м.

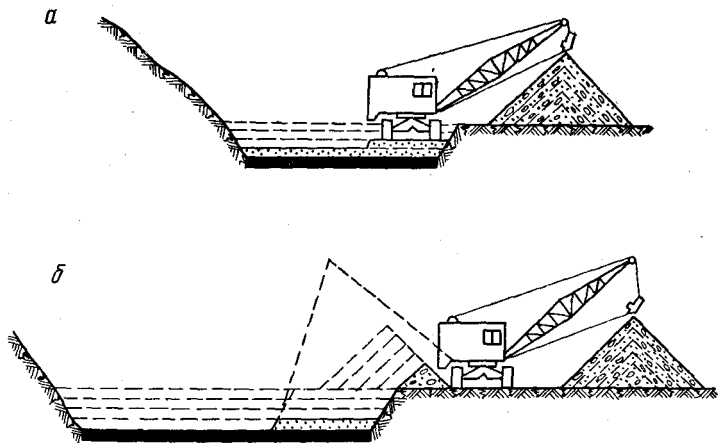


Рис. 28. Послойная выемка экскаватором:
а — без перевалки; *б* — с перевалкой

Когда ширина россыпи или мощность торфов не дают возможности осуществить экскаваторную вскрышу без перевалки, то необходимо применять усложненный вариант (рис. 28, *б*). Здесь экскаватор также производит выемку слоями, но отвал первоначально располагается внутри полигона и перемещается за его пределы при новом проходе экскаватора. Выемка торфов и перемещение отвала осуществляются одновременно. Когда возможно двустороннее размещение отвалов, то экскаватор начинает работу со средней линии полигона; если же возможно только одностороннее отвалообразование, то работа начинается от границы полигона, противоположной отвалу. Окончательное перемещение отвала за пределы полигона может быть осуществлено не вторым, а третьим или даже четвертым ходом экскаватора. Зависит это от ширины полигона и мощности торфов. Последний проход экскаватора целесообразно осуществлять по отвалу, с тем чтобы увеличить емкость отвала и избежать еще одного прохода.

По возможности следует избегать такой усложненной системы, ограничив область применения послойной экскаваторной выемки только наиболее простой системой — без перевалки.

15. Послойная выемка, торфов с использованием на отвалообразовании дополнительных механизмов

На выемке и перемещении в отвал одновременно заняты разные землеройные машины. Как указано в табл. 64, возможно применение машин в самых различных комбинациях. Машины могут быть одно-

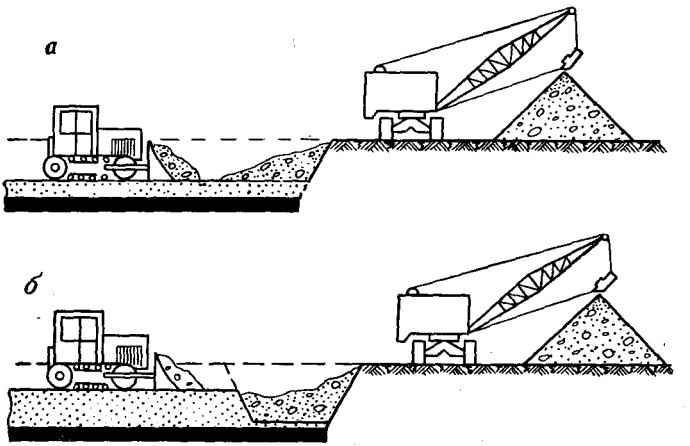


Рис. 29. Комплексная выемка торфов (бульдозер — на выемке, экскаватор — на отвалообразовании):
а — без аккумулирующей траншеи; *б* — с аккумулирующей траншеей

типными (например, бульдозеры) и разнотипными (например, бульдозеры и экскаваторы). Соответственно этому будет называться и способ производства работ: в первом случае — бульдозерный, во втором — комплексный. На практике чаще всего применяются только бульдозеры или же бульдозеры с экскаваторами. Колесный скрепер обладает транспортными возможностями в большей степени, поэтому используется обычно как самостоятельный механизм. В то же время эти возможности у бульдозеров и особенно у экскаваторов весьма ограничены, в силу чего они с успехом могут дополнять друг друга.

Основное требование, которое должно обеспечиваться в любых случаях и при любых условиях, когда имеет место комплексное использование машин, — это соответствие их производительности. Иначе говоря, производительность (суммарная) всех машин, работающих на выемке, должна быть равна суммарной производительности

всех машин, занятых на отвалообразовании. При этом производительности должны быть определены исходя из конкретных условий работы и фактических расстояний транспортирования. Если это основное требование не будет соблюдаться то теряется всякий смысл комплексного использования машин.

Существуют две основные системы — с проходкой аккумулирующей траншеи и без нее (рис. 29). Аккумулирующая траншея может проходиться как в случае выемки по мере естественного оттаивания пород, так и в случае предварительного их рыхления на всю мощность вынимаемого слоя. Когда торфа взрыхлены взрывным способом и россыпь вскрывается при помощи бульдозера, то выемка может быть только послойной. При этом первоначальная (вскрывающая) траншея используется в дальнейшем как аккумулирующая.

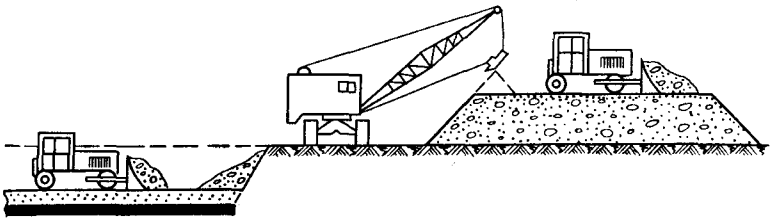


Рис. 30. Комплексная выемка с использованием на перевалке дополнительного бульдозера

При послойной вскрыше по мере естественной оттайки во всех случаях (независимо от принятой организации работ) верхний мохоторфяной слой мощностью 1—1,5 м целесообразно снимать и размещать в отвал бульдозером и только после этого организовывать комплексную работу машин. В дальнейшем бульдозер может доставлять торфа к борту разреза (рис. 29, *а*), а экскаватор — укладывать их в отвал. В тех случаях, когда полигон широк, а мощность торфов достаточно велика, может возникнуть необходимость в дополнительных проходах экскаватора и в перевалке ранее образованных отвалов. Иногда для того, чтобы избежать перевалки, на отвалообразовании используют кроме экскаватора еще и бульдозер (рис. 30). Это может быть бульдозер, который для этой цели снят с выемки торфов, но может быть и дополнительный. Вопрос о количестве машин решается экономическим расчетом.

Простой вариант (бульдозер — экскаватор) применяется обычно при мощности торфов 3—4 м и при ширине полигона более 60 м. Усложненный вариант (бульдозер — экскаватор — бульдозер) можно применять при мощности торфов более 4 м.

Когда эти системы применяют с предварительным взрывным рыхлением, то вскрывающую траншею проходят обязательно (она необ-

ходима для организации работ по рыхлению). В этом случае бульдозер параллельными ходами сталкивает породу в траншею (которая теперь становится аккумулирующей). Из траншеи порода размещается экскаватором в отвал. Вполне возможно в этом случае применение бульдозера, который по траншее выталкивает торфа в отвал. В последнем случае ширина траншеи должна обеспечивать безопасную работу бульдозера.

Достоинством комплексных систем является то, что каждая из применяющихся машин может использоваться в наиболее благоприятных условиях. Так, бульдозер будет работать на малых расстояниях транспортирования, а экскаватор — переваливать уже взрыхленную породу. Тем самым создаются предпосылки для достижения высокой производительности. При этом у варианта с аккумулирующей траншеей есть существенное преимущество — исключается работа бульдозера на подъем и сокращается число ходов экскаватора за счет накопления породы в траншее. Однако проведение траншеи, когда вскрыша производится по мере естественного оттаивания мерзлоты, окупает себя лишь в том случае, если она также производится по талым породам. Проведение с помощью взрывного рыхления целесообразно только тогда, когда производится взрывное рыхление пород на всем полигоне. Но даже и в этом случае необходимо, если имеется такая возможность, вскрывающую траншею пройти заблаговременно по талым породам. Обычно это возможно, если заранее известны полигоны, предназначенные для зимней вскрыши.

Одним из вариантов системы с аккумулирующей траншеей, который иногда встречается на практике, является применение бульдозера на вскрыше, а колесного скрепера — на отвалообразовании. Вариант этот целесообразен, когда расстояния транспортирования в отвал слишком велики для бульдозера, а для размещения отвала на борту разреза затруднения вызывает рельеф местности.

Система с аккумулирующей траншеей в бульдозерном варианте иногда применяется для выемки торфов, сложенных рыхлым материалом высокой влажности. В этом случае разжиженные породы транспортируются по специальным траншеям. Система позволяет значительно повысить производительность бульдозеров, работающих на вскрыше полигонов, расположенных на склонах или наклонных террасах.

Сначала проводят ряд параллельных траншей глубиной 0,5—0,6 м в поперечном к оси полигона направлении на расстоянии 20—30 м друг от друга. Ширина траншеи равна ширине отвала бульдозера. Траншея начинается за границей полигона от наиболее низкой отметки поверхности. Выемка пород при углублении траншеи (траншея II, см. рис. 31, *а*) производится короткими (3—4 м) заездами буль-

дозера в последовательности, указанной цифрами. Порода накапливается в конце траншеи, затем за один ход бульдозера выталкивается под уклон, по которому растекается. После того как траншея пройдена до конца, бульдозер радиальными ходами под углом 30—40°

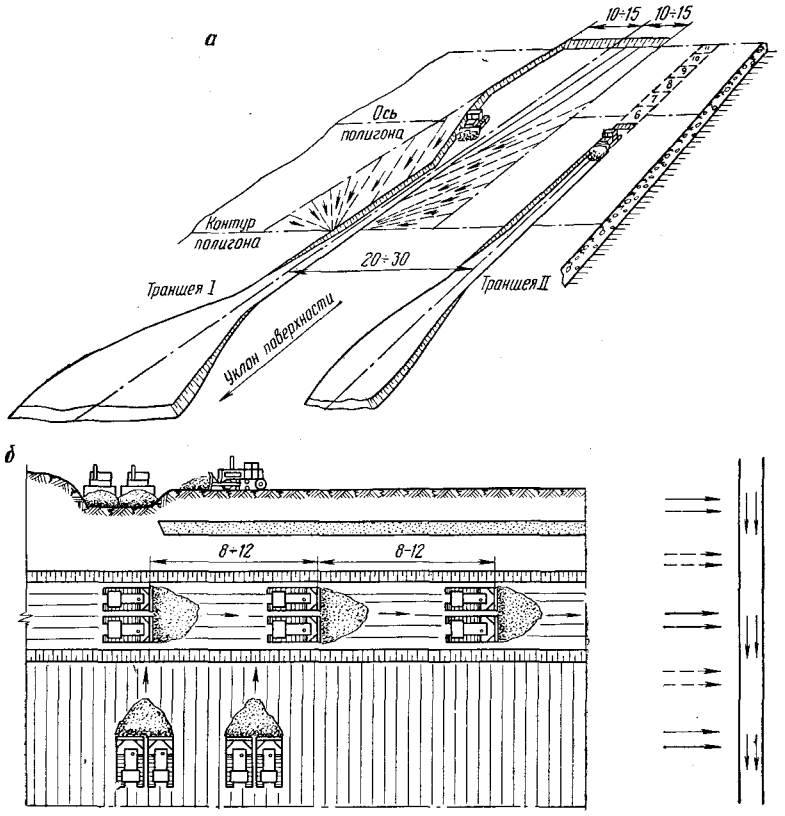


Рис. 31. Схемы траншейной выемки разжиженных ило-глинистых пород и обводненных полигонов:

а — траншейно-веерная система с использованием рельефа местности; *б* — траншейно-параллельная система при спаренной работе бульдозеров

к оси траншеи производит выемку торфов. Ширина разрабатываемой ленты с каждой стороны траншеи составляет 10—15 м, ширина всего выемочного участка — 20—30 м. Объем перемещаемых пород за один ход бульдозера достигает 4—5 м². Породы вскрыши доставляют по траншее в отвал, но на последнем этапе вскрышных работ часть торфов размещают в траншее. Для этого траншею удлиняют за гра-

ницу полигона. Кроме того, от нее прорезают в виде ответвлений другие траншеи. Удлиненная часть траншеи и ответвления позволяют разместить в них значительный объем пород вскрыши.

Для повышения производительности работ применяют спаренную работу бульдозеров как на полигоне, так и на перемещении разжиженных пород по траншее (рис. 31, *б*).

Принципиальное отличие этих систем от траншейных заключается в том, что здесь по одной траншее транспортируется весь материал вскрыши с данного участка полигона.

16. Послойная выемка торфов с применением отвалообразователей и гидротранспорта

Для разработки вечномерзлых россыпей были предприняты отдельные попытки создать ленточные отвалообразователи для работы

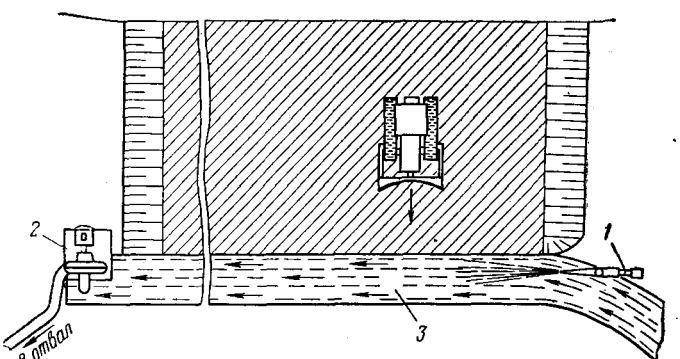


Рис. 32. Бульдозерная вскрыша с гидравлическим транспортом:
1 — гидромонитор; *2* — землесос; *3* — канава

в комплексе с драглайнами. Хотя они успеха не имели, не исключено, что в дальнейшем придется снова вернуться к применению этой системы и созданию специальных отвалообразователей.

В последнее время при разработке мерзлых россыпей успешно начинает применяться комбинированная работа землеройных машин со средствами гидромеханизации. Например, бульдозер осуществляет послойную выемку, а в отвал торфа транспортируют с помощью водоструйных насосов (гидроэлеваторов) или землесосов.

В дальнейшем такие комбинированные схемы могут широко применяться. Тогда их придется выделять из общей классификации. В настоящее время можно (условно) считать гидротранспорт специальным средством отвалообразования.

Вариантов такой работы может быть много, один из возможных показан на рис. 32. Здесь пульпа транспортируется по специальной канаве. Однако можно обходиться и без канавы, делая просто прием-

ный зумпф (котлован) в наиболее низком месте полигона. Правда, в этом случае (хотя он организационно и проще) трудно обеспечить нормальные условия для работы бульдозера.

Главное преимущество гидротранспорта заключается в том, что он дает возможность разместить отвал торфов при неблагоприятном рельефе местности. Самым выгодным средством гидромеханизации является землесосная установка, однако наиболее часто используются гидроэлеваторы. На рис. 33 показана общая схема вскрыши с применением гидроэлеватора.

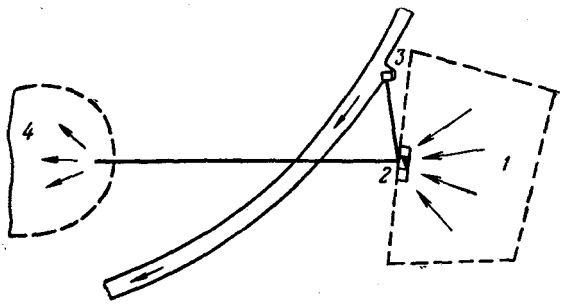


Рис. 33. Принципиальная схема бульдозерной вскрыши с гидроэлеваторным транспортом в отвал:

1 — вскрываемый полигон (участок россыпи); *2* — приемный бункер гидроэлеватора; *3* — насосная установка; *4* — отвал торфов

В некоторых случаях материал вскрыши транспортируется через обычный конвейерно-скрубберный промывочный прибор. Чаще всего это имеет место, когда довскрывается полигон, в основном уже отработанный, и нет возможности удалить торфа в отвал при помощи бульдозера. В то же время промывочный прибор уже смонтирован.

17. Выемка торфов на всю мощность

Наиболее простой системой вскрыши на всю глубину является экскаваторная выемка с размещением торфов сразу в постоянный отвал. Принципиальное отличие от этого варианта при послойной выемке заключается только в мощности забоя. Возможности экскаватора в этом случае используются значительно полнее. Ширина заходки, когда выемка производится без перевалки, должна быть максимальной. Практически она равна ширине полигона (или ее половине при двустороннем размещении отвалов). Соответственно этому и область применения такой простейшей системы ограничивается шириной полигона 15—20 м (в зависимости от мощности торфов) или 30—40 м при двустороннем размещении отвалов. Ширина заходки зависит от длины стрелы экскаватора. В данном случае она указана для длины стрелы 18—20 м.

Когда применяется усложненный вариант системы — с перевалкой, выемку торфов целесообразно производить узкими лентами. При такой организации работ экскаватор, передвигаясь сбоку разраба-

тываемой ленты параллельно ее оси, делает, в отличие от обычной схемы, только боковую выемку, черпая породу в поперечном к оси движения машины направлении, и с поворотом до 180° отсыпает отвал с другой стороны. При этом для увеличения среднего расстояния перемещения пород следует по возможности стремиться отодвигать ближнюю границу выемки дальше от оси движения экскаватора, т. е. сужать выемку, поскольку дальняя граница не может быть больше удалена, чем на максимальный радиус черпания.

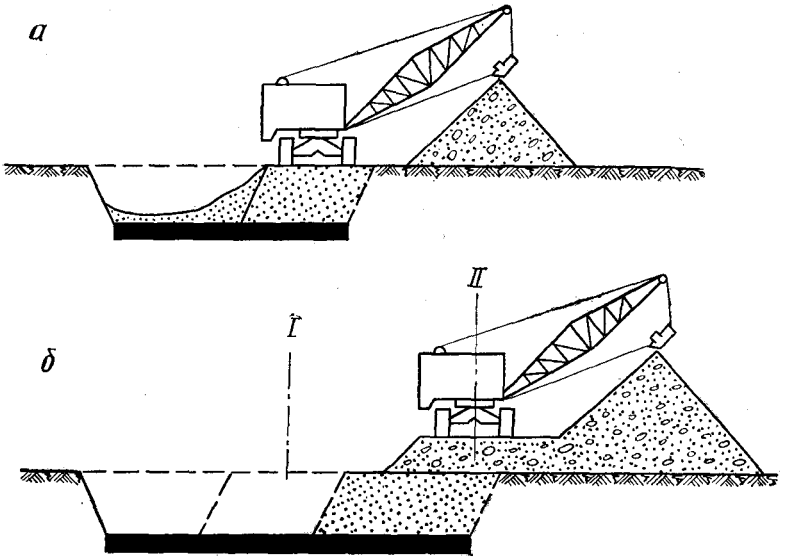


Рис. 34. Экскаваторная вскрыша на всю мощность россыпи:
а — без перевалки; *б* — с перевалкой

Таким образом, с уменьшением ширины ленты увеличивается среднее расстояние перемещения пород за каждый проход и объем перевалок сокращается.

В то же время чрезмерное уменьшение ширины ленты может привести к значительному увеличению числа ходов экскаватора, а в некоторых случаях и к сокращению необходимого расстояния для заполнения ковша. Поэтому следует сужать выемку лишь до оптимальных размеров, которые в зависимости от мощности слоя торфов и ширины полигона колеблются у драглайнов с длиной стрелы 16 м в пределах от 8 до 12 м, 20 м — в пределах от 10 до 15 м, 40 м — от 20 до 30 м, 55 м — от 26 до 40 м.

Схематически экскаваторная вскрыша на всю мощность россыпи в обоих вариантах показана на рис. 34.

При применении систем с использованием на отвалообразовании дополнительных механизмов основной работающей машиной на выемке остается экскаватор. На отвалообразовании может быть использован бульдозер.

Когда разрабатываются талые россыпи или с «вялой» мерзлотой, применяется система вскрышных работ с использованием специальных транспортных средств (так называемая «транспортная» система). Экскаватор (обычно механическая лопата) разрабатывает забой на всю мощность и грузит торфа в автосамосвалы или прицепные тракторные тележки. Главное условие применения такой системы — со-

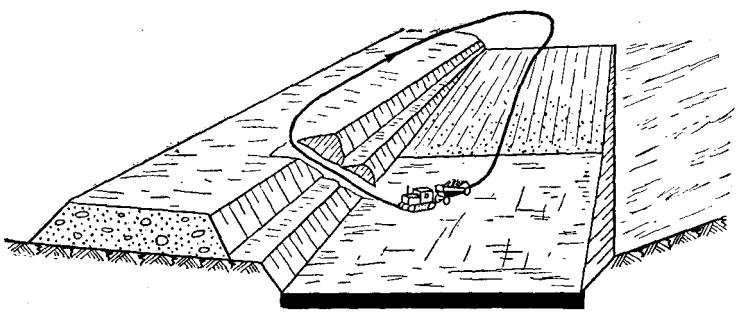


Рис. 35. Схема работы скрепера при выемке пород наклонными слоями на всю мощность забоя

ответствие транспортных средств производительности экскаватора. Емкость автосамосвала или тележки должна быть кратной емкости ковша экскаватора.

Бортовые участки полигона даже при такой системе целесообразно вскрывать драглайном с непосредственной укладкой породы в отвал, а верхний слой мощностью 1—1,5 м по всей площади полигона (или же частично) снимать бульдозерами. Только центральную часть широких полигонов имеет смысл вскрывать с применением транспортной системы.

Область применения этой системы — полигоны шириной не менее 80 м с торфами мощностью 5—6 м или же шириной более 60 м, но с несколько более мощными (7—8 м) торфами.

На рис. 35 показана вскрыша россыпи на всю мощность торфов наклонными слоями при помощи колесного скрепера. В этом случае создаются благоприятные условия для загрузки скрепера, которая происходит при его движении под уклон. Такую систему применяют только на талых россыпях. При взорванных крупнокусковатых породах трудно выдержать уклон и мощность слоя постоянными, для этого нужна очень высокая квалификация скрепериста. Вполне воз-

можно, что эта система найдет применение на разработке мерзлых россыпей, когда вместо взрывного рыхления будет применяться искусственная оттайка.

Широкое применение находит вскрыша на всю мощность при разработке редкометальных россыпей. В этом случае применяются роторные или многоковшовые экскаваторы в комплексе с отвалообразователями и ленточными конвейерами. Бульдозеры в этом случае используются как вспомогательные механизмы для планировки отвалов или расчистки подъездных путей.

18. Выемка торфов при разработке вечномерзлых россыпей

Объем зимней вскрыши, как правило, не превышает 10—15% общего объема. Это связно с тем, что зимняя вскрыша в 2—3 раза дороже летней, производящейся по мере естественной оттайки. Необходимость в зимней вскрыше может быть обусловлена следующими факторами:

большим объемом работ, который при существующем парке машин не может быть полностью выполнен в летнее время;

наличием участков россыпи, вскрыша которых в летнее время затруднена из-за большой обводненности или наличия глинистых пород и валунистости препятствующих естественной оттайке;

значительной мощностью торфов, которые не могут быть полностью удалены по мере естественной оттайки в заданное время.

Для выемки предварительно разрыхленных пород применяются также системы с послойной выемкой и выемкой на всю мощность (в зависимости от типа машин). Вместе с тем выемка горизонтальными слоями бульдозерами очень затруднена, так как после взрыва остаются крупные куски. Это создает тяжелые условия работы и приводит к частым поломкам бульдозеров. Поэтому в данном случае целесообразна уступная выемка, при которой уступы образуются проведением подготовительной и разрезной траншей (рис. 36). Траншеи проходят глубиной от 1,5 до 5 м также с применением взрывного рыхления.

При использовании нескольких бульдозеров на одном полигоне для увеличения фронта работ можно проводить несколько подготовительных траншей.

Разрыхленные породы убирают из разреза в отвал при движении бульдозеров параллельными заездами. Производительность машин одинакова как при рыхлении пород вертикальными скважинами и шпурами, так и при рыхлении их горизонтальными скважинами. На производительность бульдозеров влияют лишь крупность дробления пород и организация работ. Так, при выходе до 3% крупнокусковой породы (куски более 0,5 м^3) производительность практически

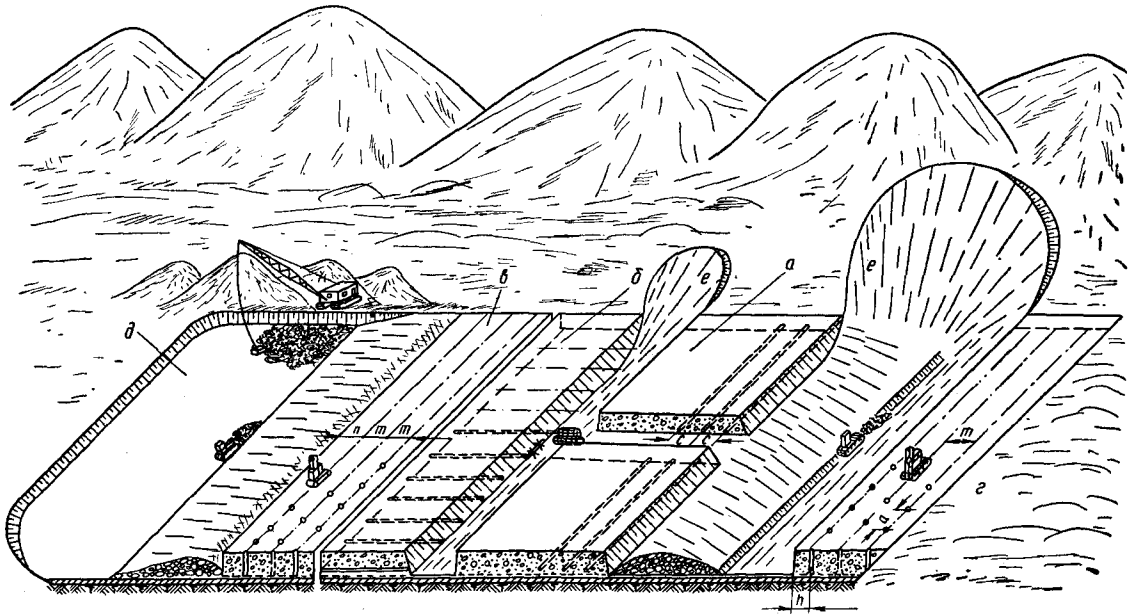


Рис. 36. Схема подготовки и выемки пород зимней вскрыши торфов по уступной системе разработки:
а и *б* — горизонтальные скважины, расположенные перпендикулярно и параллельно уступу; *в* и *г* — вертикальные скважины; *д* — складирование у борта при экскаваторном отвалообразовании; *е* — плоский отвал

не изменяется, при выходе от 3 до 8% (в среднем 5%) — снижается на 5—10%, при выходе негабарита 8—15% — уменьшается на 15—30%.

При рыхлении пород с помощью минных шурфов, вертикальных и горизонтальных скважин, которые расположены перпендикулярно уступу (рис. 36, *а*, *б*), выемка производится с подрезкой одной стороной отвала бульдозера. В связи с этим на 15—25% снижается скорость рабочего хода и происходят поломки навесного оборудования.

При уступной выемке лучшие показатели достигаются при организации работ по схеме рис. 36, *д*. Параллельное расположение скважин по уступу при взрывном рыхлении обеспечивает более равномерное распределение породы в разрезе. В связи с этим можно применять одновременно несколько машин на выемке. Машины постоянно работают в траншее, что исключает прикатывание пород и на 10—15% увеличивает объем вала, перемещаемого за один заезд.

Сравнение результатов применения описанных двух систем вскрыши показало, что при схеме рис. 36, *а* производительность бульдозеров повышается на 35—40%, а стоимость вскрышных работ снижается по сравнению со схемами рис. 36, *б* и *в* на 18—20%. Подобную организацию работ целесообразно также применять при открытой разработке песков в зимнее время.

19. Эффективность применения различных способов вскрытия

Самой экономичной является скреперная выемка пород. Наиболее низкая стоимость ее достигается при отсутствии на полигоне валунов, влажности пород, не превышающей 15%, наличии талого или разрыхленного слоя мощностью не менее 20 см и достаточном фронте работ.

Применение скреперов с ковшом емкостью 10 м³ на вскрыше полигонов шириной 50 м (при одностороннем отвалообразовании) более выгодно, чем бульдозеров при мощности торфов свыше 2 м. В тех случаях, когда из-за неблагоприятных условий на этих полигонах скреперы нельзя использовать производительно, применяют бульдозеры с двигателями различной мощности: 80—130 л. с. — целесообразно применять для выемки пород на глубину 3 м, 140—180 л. с.— 6 м, 250—385 л. с. — 7,5 м.

Применение на вскрыше драглайнов экономически оправдано при выемке пород слоями мощностью не менее 0,7—1,0 м. В этих условиях экскаваторная вскрыша дешевле бульдозерной и скреперной.

Использование экскаваторов с ковшом емкостью 2—4 м³ по сравнению с бульдозерной и скреперной выемкой естественно оттаявших пород на всю их толщу при одностороннем отвалообразовании может обеспечить меньшую стоимость при следующих условиях:

драглайны со стрелой длиной 20 м — на полигонах шириной 10—30 м с торфами мощностью более 3 м;

драглайны со стрелой длиной 45 м — на полигонах шириной 20—60 м с торфами мощностью свыше 5 м.

На выемке торфов широких полигонов применение экскаваторов-драглайнов экономичнее по сравнению со всеми другими способами при двустороннем отвалообразовании и выемке слоя мощностью 3 м.

Комплексные схемы вскрыши (бульдозеры с экскаваторами) целесообразно применять следующим образом:

на полигонах шириной более 50 м с мощностью вскрыши до 6 м бульдозеры мощностью 80—140 л. с. — для послойной разработки, а экскаваторы со стрелой длиной до 30 м — на отвалообразовании;

при зимней выемке торфов на широких полигонах экскаваторы со стрелой длиной до 25 м целесообразно использовать на выемке пород, бульдозеры — на отвалообразовании.

Транспортные схемы с погрузкой породы экскаватором (механической лопатой) могут быть целесообразны только для широких полигонов при мощности торфов более 4 м (лучше в пределах 6—10 м), когда по каким-либо причинам нельзя использовать колесные скреперы.

Для выбора в конкретных условиях наиболее эффективного способа и рациональной организации вскрышных работ следует производить технико-экономический расчет вариантов.

Глава IV

РАЗРАБОТКА ПЕСКОВ

20. Общие сведения

Пески можно разрабатывать одновременно с их промывкой или в разное время. В первом случае пески сразу же после их отделения от массива поступают на промывочную установку (обогатительную фабрику), во втором — накапливаются в специальных отвалах на поверхности и поступают в промывку только в теплое время года. Второй вариант характерен для подземной разработки вечномерзлых россыпей.

Разработка песков производится с помощью тех же механизмов, которые работают на вскрыше (табл. 66).

Таблица 66

Область применения механизмов

Тип механизма	Способ разработки песков	Область применения
Бульдозер	Послойная разработка слоями 5—15 см	Разработка вечномерзлых песков по мере их естественного оттаивания
Скрепер колесный (самоходный или прицепной)	То же, слоями 15—20 см	То же, но применяется значительно реже
Экскаватор: драглайн, механическая лопата, роторный	Разработка на всю мощность пласта или же с разделением на уступы (при весьма большой мощности)	Разработка талых россыпей или же мощных вечномерзлых россыпей, предварительно оттаяных или подвергшихся рыхлению

21. Разработка вечномерзлых песков по мере их оттайки

Разработка ведется летом путем снятия на большой площади тонких слоев оттаявших песков. Транспортируют пески к промывочным устройствам чаще всего радиальными заездами бульдозеров.

Отработку площади, как правило, начинают на участках, наиболее удаленных от места разгрузки и имеющих самую низкую отметку поверхности. Если в разных местах полигона плотность песков различна, то более плотные следует разрабатывать, свободно опуская отвал бульдозера. На участках с более мягкими породами резание следует производить при несколько поднятом зафиксированном отвале. Благодаря этому удается создать ровную поверхность, предотвратить образование бугров и углублений, в которых могла бы задерживаться вода.

Выемку песков около загрузочного бункера промывочного прибора производят только после полной отработки всей остальной площади. В противном случае в углублении около бункера будет накапливаться вода, что резко ухудшит условия работы бульдозеров.

Направление заездов на разрабатываемом полигоне может быть также и параллельным. Параллельные заезды применяются при наличии аккумулирующей траншеи, когда пески сталкиваются в нее параллельными ходами бульдозеров, а также при значительной ширине полигона и одновременной работе нескольких бульдозеров.

Разработка валунистых и тяжелых песков. Отдельные месторождения характеризуются повышенной мощностью пласта песков и высоким содержанием валунов. Разработка иногда осложняется наличием трещиноватого плотика, при котором золото мигрирует в трещины, и таким образом увеличивается мощность песков за счет трудноразрабатываемых коренных пород.

Пески в верхней части пласта представлены обычно типичными речниковыми формированиями. Ниже следует приплотиковая зона, состоящая из верхней, наиболее разрушенной части коренных пород и переходящая в более плотные породы плотика.

Если верхняя часть плотика в какой-то мере поддается разработке бульдозером, то нижнюю без предварительного рыхления разрабатывать нельзя. В этом случае необходимо применять рыхлители или взрывное рыхление.

На полигонах, где за сезон необходимо отработать пласт мощностью свыше 2 м, следует применять рыхлители, а на участках с меняющейся мощностью пласта песков и глубокой миграцией золота в плотик следует применять буровзрывное рыхление. Пески в этом случае следует рыхлить при помощи горизонтальных взрывных скважин ∅80—150 мм. Иногда для этой цели используют вертикальное мелкошпуровое бурение (если мощность слоя, подлежащего рыхлению, невелика).

Разработка песков на обводненных полигонах. Производительность бульдозеров и колесных скреперов зависит от степени обводненности разрабатываемого полигона, которая, в свою очередь, зависит не только от своевременности и качества осушения, но и от структуры пород и их льдонасыщенности. Растаявший лед в мерзлых породах может превратить их в плывуны, не поддающиеся транспортированию бульдозером. Такие разжиженные пески резко снижают производительность машин (до 60%). Кроме того, они вызывают быстрый износ ходовой части.

Обводненный полигон, где пески сложены илистыми и глинистыми породами, трудно поддается осушению канавами.

Чтобы бульдозер не увязал, нельзя допускать протаивание илисто-глинистых пород более чем на 0,5—0,6 м. Для этого необходимо систематически снимать оттаявший слой породы до мерзлоты и не допускать его накопления.

При разработке песков на обводненных полигонах рекомендуется траншейный способ выемки. Движение бульдозера по полигону целесообразнее производить радиальными ходами.

Выемку пород следует производить мелкими или глубокими зарезками. Мелкие зарезки применяют в тех случаях, когда мощность талого слоя небольшая, величина среднесуточной оттайки минимальная, породы повышенной влажности, пески трудноразрабатываемые и требуют предварительного рыхления. Глубокие зарезки эффективны, когда имеется достаточно мощный слой песков, которые легко разрабатываются без применения рыхлителей.

В обоих случаях высота бортов траншей не должна превышать 0,2—0,25 м. Большая высота бортов сдерживает равномерную оттайку песков.

Иногда обводненность россыпи такова, что осушить ее не представляется возможным (например, полигоны, расположенные в непосредственной близости к крупным рекам).

Пески в этом случае приходится разрабатывать зимой с предварительным рыхлением буровзрывным способом. Пески выкладывают в отвалы за пределами полигона и промывают в летний период так же, как отвалы песков подземной добычи.

Оптимальные размеры полигона. Установкой прибора полигон всегда делится на две части (два крыла) — правую и левую по отношению к самому прибору. Размеры крыльев полигона обычно определяют раздельно. Это объясняется тем, что конфигурация полигона чаще всего бывает весьма неправильной. Оптимальную длину крыла подбирают с таким расчетом, чтобы производительность бульдозера (бульдозеров) или скрепера обеспечивала нормальную загрузку промывочного прибора, т. е. исходя из заданной (по загрузке прибора) производительности машин с учетом ширины и конфигурации полигона подбирают максимально допустимое расстояние транспортирования и на основе этого — длину крыла и всего полигона.

Производительность одной машины, работающей на разработке и доставке песков, устанавливают по оптимальной производительности прибора

$$P_{мч} n \eta = P_{пч},$$

тогда

$$P_{мч} = \frac{P_{пч}}{n\eta},$$

где $P_{мч}$ — производительность (часовая) бульдозера (скрепера);
$P_{пч}$ — часовая производительность прибора (оптимальная);
n — число одновременно работающих бульдозеров (скреперов);
η — коэффициент снижения производительности при одновременной работе нескольких бульдозеров (скреперов) ($\eta = 0{,}8 \div 0{,}85$).

Установив таким образом необходимую часовую производительность бульдозера (скрепера), по нормативному справочнику находят среднее расстояние транспортирования, при котором обеспечивается эта производительность.

Зная среднюю ширину полигона B и нужное расстояние транспортирования l, определяют оптимальную длину крыла полигона $L_{опт}$

$$L_{опт} = \sqrt{(2l - 12)^2 - B^2}.$$

В тех случаях, когда форма полигона резко отличается от прямоугольной, в эту формулу можно внести поправку K:

$$L = \sqrt{\left(\frac{2l - 12}{K}\right)^2 - B^2}.$$

Значение коэффициента K в зависимости от соотношения размеров боковых сторон крыла полигона (в числителе всегда должна быть сторона, примыкающая к прибору) изменяется в больших пределах. При отношении, равном 1 (прямоугольник), $K = 1$; при отношениях 4; 2; 0,5 соответственно $K = 0{,}75$; 0,9; 1,15.

Иногда промышленная ширина россыпи бывает очень большой — 200—300 м и более. В этом случае россыпь по ширине можно делить на полосы. Выкладка торфов и размещение хвостов промывки будут производиться на отработанную площадь.

Правильное определение размеров полигона всегда обеспечит минимальную стоимость промывки.

Когда имеется несколько небольших полигонов,

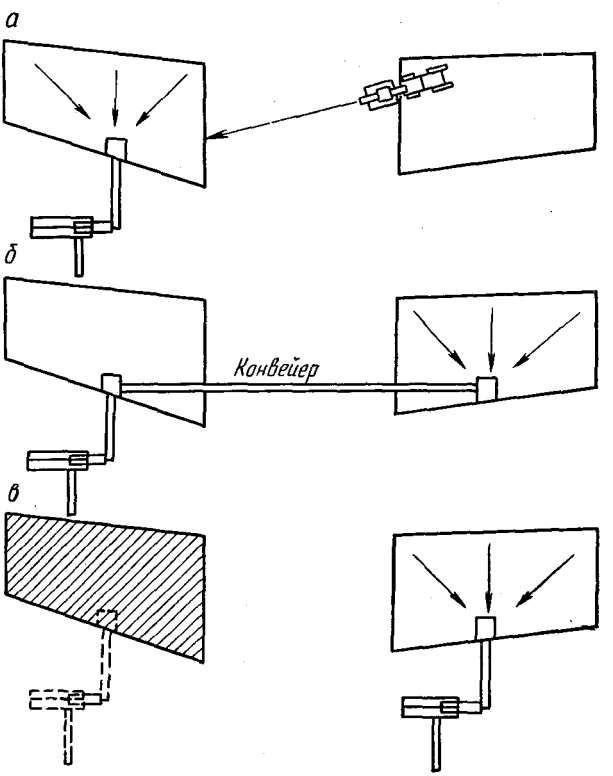


Рис. 37. Схемы различных вариантов организации промывки на отдельных полигонах:

а — доставка песков колесными скреперами; *б* — установка конвейера от отдельного полигона к прибору; *в* — перестановка промывочного прибора

пески которых необходимо промыть на одном приборе, возможны три варианта организации промывки, показанные на рис. 37.

Вариант (рис. 37, *а*) целесообразен только при наличии разобщенных небольших (с запасами 5—6 тыс. м³) полигонов, рельеф между которыми достаточно ровен для того, чтобы обеспечить движение скреперов без потерь песков. Кроме того, необходимы условия для нормальной работы скрепера. В этом варианте прибор устанавливают на одном из полигонов и к нему колесным скрепером доставляют пески со всех других.

Целесообразность применения забойных конвейеров (рис. 37, б) определяется экономическим расчетом. Стоимость строительства и эксплуатации конвейера, отнесенная к объему промываемых песков должна быть меньше стоимости перестановки прибора:

$$\frac{C_{ст}}{V_1}+\frac{C_{тч}}{P_{пч}}<\frac{C_{сп}}{V_1},$$

где $C_{ст}$ — стоимость строительства и монтажа конвейера;
$C_{сч}$ — стоимость эксплуатации конвейера в течение одного часа;
$C_{сп}$ — стоимость перестановки прибора;
V — объем песков на полигоне;
$P_{пч}$ — часовая производительность прибора.

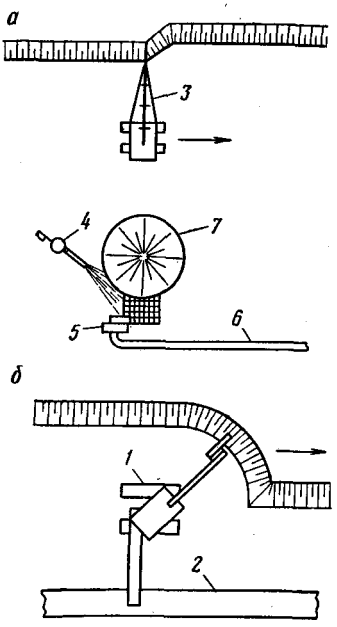


Рис. 38. Разработка песков:
а — драглайном; *б* — роторным экскаватором;
1 — роторный экскаватор; *2* — конвейер на обогатительную фабрику; *3* — драглайн; *4* — гидромонитор; *5* — землесос; *6* — трубопровод на обогатительную фабрику; *7* — отвал песков

Результаты этого расчта предопределяют целесообразность второго или третьего варианта.

22. Разработка песков с помощью экскаваторов

Экскаваторную разработку применяют в том случае, когда мощность пласта песков достаточна для обеспечения производительной работы экскаватора. Пески должны быть талые или мерзлые, но предварительно оттаянные или разрыхленные буровзрывным способом.

Экскаваторы чаще всего применяют при разработке редкометальных россыпей—ильменитовых, монацитовых и др. В этом случае мощность песков, как правило, от 4 до 15 м и более и экскаваторы работают в наиболее благоприятных условиях.

За рубежом считают, что такие россыпи наиболее выгодно разрабатывать при помощи землесосных плавучих снарядов или же гидравлическим способом. Разработка землеройными машинами считается наименее эффективной и применяется только в тех случаях, когда месторождения залегают в дюнах.

Разработка песков экскаватором может быть осуществлена по следующим схемам:

экскаваторами (механическими лопатами или драглайнами) с погрузкой в автосамосвалы, которые доставляют пески на обогатитель-

ную фабрику. Как правило, в этом случае применяются экскаваторы с ковшом емкостью до 5 м³;

экскаваторами-драглайнами, которые складывают пески около приемного бункера землесосной установки (рис. 38, *а*). Гидромонитором пески смываются в бункер и по пульповоду поступают на фабрику;

роторными или многочерпаковыми экскаваторами с доставкой на фабрику системой ленточных конвейеров (рис. 38, *б*). Эта схема, применяемая при большой мощности песков, обеспечивает весьма высокую производительность.

23. Разработка отвалов песков подземной добычи

Добытые подземным способом вечномерзлые пески выкладывают в отвалы на поверхности. Поэтому, в отличие от открытых работ, где разработка и промывка совмещены, здесь эти процессы происходят раздельно. Пески из отвалов целесообразно промывать на приборах, обеспечивающих максимально возможную степень извлечения. Существенное значение для организации промывки имеет форма отвала, так как перед тем, как приступить к промывке песков, конусные и гребенчато-кольцевые отвалы необходимо превратить в плоские — разваловать. Это делается для того, чтобы обеспечить естественную оттайку песков, выложенных в отвал, и возможность производительной работы бульдозера на отвале.

В том случае, когда запасы песков в одном шахтном поле невелики и объем промывки с одной стоянки промприбора менее 8—10 тыс. м³, целесообразно объединять на одной стоянке промывку нескольких отвалов с общим объемом не менее 20—30 тыс. м³. Это относится к тому случаю, когда пески сконцентрированы в отвалах, расположенных рядом. Если же возникает необходимость промывать пески из отвалов, находящихся на значительном расстоянии друг от друга, то возможны варианты аналогичные тем, которые показаны на рис. 37.

1. Пески из нескольких удаленных друг от друга отвалов промывают на одной стоянке прибора, к которому доставляют их при помощи бульдозера или колесного скрепера. Этот вариант связан со снижением производительности механизмов и с увеличенными потерями песков. Он целесообразен только в случае необходимости разработки отдельных отвалов, в каждом из которых выложено не более 2 тыс. м³ и которые от прибора находятся на расстоянии в пределах 100 м.

2. От удаленных отвалов к прибору пески доставляют горизонтальными ленточными конвейерами. Такой вариант экономически выгоден при объеме отдельного отвала 14—17 тыс. м³ (расстояние 100 м) или же 8—11 тыс. м³ (расстояние до 200 м).

3. Металлические приборы переставляют от одного отвала к другому, и отвалы разрабатывают последовательно. Такая перестановка может быть рекомендована для прибора МПД-4 при объеме промывки в отдельных отвалах более 17 тыс. м³ (100 м) или более 11 тыс. м³ (200 м).

Разработка отвалов бульдозером должна производиться горизонтальными слоями, и только после того, как высота отвала снизится примерно до 1 м, следует форсировать отработку задней кромки за счет разработки наклонными слоями с одновременной зачисткой подотвальной площади.

Загрузочный бункер промывочного прибора необходимо располагать непосредственно у края отвала. Если отвал в плане приближается к кругу, то бункер можно расположить в любой точке. Если же отвал имеет вид сектора, то бункер должен быть в середине дуги. При этом условии обеспечивается минимальное расстояние транспортирования.

Нельзя удалять бункер от отвала — это приводит к необходимости «подтаскивать» пески, увеличивает расстояние транспортирования и обычно связано с задержкой начала промывки.

Среднюю площадь отвала (плоского) при расчетах можно принимать равной полусумме верхней и нижней его площадей.

Расстояния транспортирования бульдозерами при разработке отвалов:

отвал в плане приближается к кругу

$$l = 1{,}1R + 10, \text{ м};$$

отвал представляет собой фигуру, близкую к полукругу,

$$l = 0{,}74R + 10, \text{ м};$$

отвал — сектор круга

$$l = 0{,}6R + 10, \text{ м};$$

если угол сектора меньше прямого, то

$$l = 0{,}51R + 10, \text{ м}.$$

Здесь R — во всех случаях радиус полного круга, частью которого является отвал, м.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ, РЕКОМЕНДУЕМОЙ К РАЗДЕЛУ III

1. Зеленин А. Н. Физические основы теории резания грунтов. М., изд. АН СССР, 1950.

2. Клименко М. И., Сулин Г. А. Разработка россыпных месторождений бульдозерами. Магадан, Магаданское книжное издательство, 1967.

3. Лешков В. Г. Справочник дражника. М., «Недра», 1968.

4. Потемкин С. В. О некоторых вопросах годового планирования горных работ на приисках. Тр. ВНИИ-1, т. XXIX. Магадан, 1969.

5. Сулин Г. А. Пособие бульдозеристу по эксплуатации машин и разработке вечномерзлых россыпей. Магадан, Магаданское книжное издательство, 1965.

6. Сулин Г. А. Исследования работы рыхлителей при разработке россыпных месторождений бульдозерами. Тр. ВНИИ-1, т. XXVI. Магадан, 1967.

7. Юматов Б. П. Горные машины для разработки россыпей. М., «Недра», 1964.

Глава IV

ДРАЖНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ

Глава I

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

1. Историческая справка

На разработке россыпных месторождений золота дражный способ впервые был применен в 1870 г. в Новой Зеландии.

В России первая многочерпаковая драга, переоборудованная из купленной в Голландии землечерпалки, была установлена в 1893 г. на Амурском прииске «Рождественский». Позднее многочерпаковые драги начали применять в Мариинской Тайге и на Исовских россыпях Урала.

Наибольшего развития в мировой практике драгостроение получило в 30—40 годах XX века, когда действующий дражный флот капиталистических стран включал примерно 400 крупнолитражных драг, в том числе в Малайе — 130, в США — 123 (из них в Калифорнии — 68 и на Аляске — 37), в Австралийском Союзе — 49, в Индонезии — 23, в Канаде — 10, в Колумбии, Боливии, Гане, Новой Зеландии и других странах — около 70.

Пионером советского драгостроения является завод «Красный путиловец», ныне Кировский завод в Ленинграде, который с 1926 по 1930 г. изготовил 20 крупных электрических драг с черпаками емкостью 210 и 380 л.

Серийные драги современных выпусков оснащены высокоэффективным оборудованием с индивидуальными приводами и автоматизированным управлением, широким комплексом средств механизации трудоемных процессов, разветвленной системой контрольно-измерительных и регистрирующих приборов, а также надежными схемами сигнализации и дистанционного надзора за технологическими режимами добычи и обогащения.

Состав и качественная характеристика действующих в нашей стране драг за относительно короткий промежуток времени претерпели существенные изменения (табл. 67).

Таблица 67

Состав дражного флота золото-платиновой и алмазной промышленности СССР

(% к общему числу драг)

Характеристика драг	1913 г.	1927 г.	1940 г.	1971 г.
По роду применяемой энергии:				
электрические	2	17	58	98
паровые и дизельные	98	83	42	2
По типу черпаковой цепи:				
со сплошной цепью	25	33	55	95
с прерывистой цепью	75	67	45	5

Краткая техническая характеристика отечественных драг послевоенного выпуска приведена в табл. 68.

В настоящее время драги работают на многих северных предприятиях золотодобывающей и алмазной промышленности, в том числе и на расположенных за Полярным кругом.

2. Условия и область применения драг

В общем случае драги целесообразно применять для разработки преимущественно обводненных континентальных и прибрежно-морских россыпей, представленных породами любой крепости и состава — от самых слабых до наиболее тяжелых наносных отложений. Исключения составляют весьма валунистые, крепко сцементированные породы и вязкие глины. Многолетнемерзлые россыпи могут разрабатываться драгами, как правило, после предварительной их оттайки. Классификации горных пород, применяемые при дражной разработке, приведены в табл. 69 и 70.

По глубине залегания для дражных работ пригодны как мелкие (до 3—5 м), так и достаточно глубокие (до 60 м) континентальные россыпи, а морские (донные) могут залегать на глубине от десятков до нескольких тысяч метров ниже поверхности воды. При этом плотик (основание) россыпи может быть сложен мягкими или крепкими скальными породами.

Для континентальных россыпей лучше, если отложения представлены относительно водоупорными породами, способными удерживать в рабочем разрезе постоянный уровень воды, необходимый для нормальной и безопасной эксплуатации драги. С увеличением водоносности и заболоченности, что характерно для преобладающего

Техническая характеристика многочерпаковых драг

Показатели	Тахтамыгдинский арматурный завод	Иркутский	
	МД-2П *, 1951 г.	80Д, 1969 г.	ИЗТМ-150 *, 1948 г.
Номинальная емкость черпака, л	50	80	150
Конструкция черпаковой цепи	Прерывистая с холостым звеном		
Количество черпаков в цепи	33	72	72
Рабочая скорость движения черпаковой цепи, черп/мин	15—18	14—32	22
Устройство для маневрирования драги в забое	Канатное		
Предельная подводная глубина черпания, м	6	6	9,3
Высота надводного борта россыпи, срабатываемого черпаками, м	1	1	1,5
Конструкция понтона	Деревянный		Ме
Размеры понтона, м:			
длина	16,0	24	32,5
ширина	8,6	12	15,4
высота бортов	1,4	2,2	2,4
Средняя осадка в рабочем состоянии	0,9	1,7	1,7
Среднечасовая производительность драги, м³/ч	30	100	100
Обогатительное оборудование:			
бочка, диаметр, мм	1000	1600	1760
длина сеющей поверхности, мм	4500	5900	6600
улавливающие устройства **	СШ	МСРШ	СШ, СШО
Вид энергии	Паровая		
Тип тока, питающего главный привод	От локомобиля П-75, 60 л. с.	Переменный	
Напряжение силовой цепи (переменного/постоянного тока), в	Генератор ПН-10	380	380
Общая установочная мощность электродвигателей, квт	44	392	434
Размеры драги, м:			
длина	33,3	50,2	70
высота	9,3	16,7	21
ширина	9,5	17,0	23
Конструктивная масса драги как изделия, т	109	396	658
Среднее водоизмещение драги в рабочем состоянии, т	127	420	756

* Серийный выпуск драг этого типа прекращен.

** СШ—стационарные шлюзы; МСРШ—металлические саморазгружающиеся шлюзы; вым покрытием; ШПРПО—шлюзы с подвижным резиновым покрытием и отсадочные маши

Таблица 68

отечественного производства (выпуск 1948—1972 гг.)

Завод-изготовитель, модель драги и год ее разработки							
завод тяжелого машиностроения им. В. В. Куйбышева						Пермский машиностроительный завод им. В. И. Ленина	
ИЗТМ-210 *, 1950 г.	150Д, 1965 г.	250Д, 1958 г.	250ДШ, 1966—1969 гг.	250ДУ, 1972 г. (проект)	600Д, 1960 г.	ОМ-431, 1958—1966 г.	ОМ-417, 1971 г. (проект)
210	150	250	250	250	600	380	400
Сплошная							
80 0—30	77 21—30	85 0—35	85 0—35	68 0—30	169 18—22	120 22	88 18—28
Канатно-свайное							
11	9	12	12	12	50	30	17
2	2	3,5	3,5	3	10	4	До 2
талличёский—цельносварной с поперечно-продольной системой набора							
40,4 18,2 3,0 2,0 250	36 17 2,6 1,8 180	42,8 18,2 3,0 2,1 320	42,8 18,2 3,0 2,1 320	46,8 19,0 3,3 2,5 350	112,8 32,6 5,0 3,7 400	62 24 3,5 2,5 400	52,8 24 3,4 2,5 450
1860 8300 СШО	1800 8240 СШ	2700 11 450 СШО	2400 11 450 СШ, МСРШ, ШПРП	2400 14 500 ШПРПО, МСРШО	3200 15 260 ШПРПО	2700 15 350 МСРШ	2700 13 440 МСРШО, ШПРП
Электрическая							
Постоянный					Переменный		Постоянный
440/380	220/380	220—440/380	220—440/380	220—440/380	220/380—8000	380—6000	440/380—6000
910	800	1082	1003	1200	7300	2100	2227
82,0 25,5 26,4 1200 1300	74,6 24,5 21,6 912 990	88,5 26,0 25,7 1355 1450	92 26 25,7 1373 1460	91 27 26,5 1800 1900	236 50 53,7 10 331 10 854	156,2 39,0 35,9 3252 3480	121,3 32,6 38,7 2594 2865

СШО—стационарные шлюзы и отсадочные машины; ШПРП—шлюзы с подвижным резиноны; МСРШО—металлические саморазгружающиеся шлюзы и отсадочные машины.

Таблица 69

Классификация горных пород по трудности их разработки драгами по шкале «Главзолото»

Класс крепости породы	Характеристика породы	Коэффициент разрыхления
I	Торф без корней, рыхлый растительный грунт, старые торфяные, галечные, эфельные отвалы. Средне- и крупнозернистые кварцевые и кварцево-полевошпатовые несвязные пески, иногда с небольшой примесью галечника и щебня. Несвязные песчано-галечные породы, изредка с крупной галькой, илистые или с небольшой примесью суглинка. Песчано-глинистые породы (супесок, иногда с галькой и щебнем). Малосвязные песчано-щебнево-галечные грунты. Порода легко поддается отделению черпаками от основной массы и легко промывается. В этом случае коэффициент наполнения черпаков больше единицы, а количество черпаков, проходящих в одну минуту через верхний черпаковый барабан, максимальное	1,12
II	Песчано-галечные или галечные уплотненные или связные (цементированные глиной) месниковатые грунты с небольшим количеством гальки и щебня (до 30%). Отделение пород черпаками от основной массы производится с некоторым усилием, что несколько уменьшает производительность и скорость движения черпаков и затрудняет промывание, вследствие чего приходится уменьшать наполнение черпаков	1,20
III	Вязкие глины с валунами (размер в поперечнике до 50 см, содержание до 15%, элювиальные пласты, угловатые беспорядочно расположенные обломы плотика (щебень, ребровик, плиты), связанные глиной. Разрушенные мелкоразборные глинистые, песчано-глинистые, углистые, слюдистые и известковые сланцы. Породы более плотные; скорость движения черпаков меньше, чем во II классе; промывистость хуже. Работа производится с меньшим наполнением черпаков. Необходимы остановки на чистку люков и рамы	1,25
IV	Вязкие глины с валунами (в поперечнике более 50 см, содержание до 30%). Неразрушенные мергели и песчаники на глинистом цементе, изверженные породы с весьма частыми трещинами, конгломераты со слабым цементированием. Скорость движения черпаков меньше, чем в III классе. Вследствие плохой промывистости и крепости пород плотика уменьшается и степень наполнения черпаков. Необходимы остановки на удаление валунов, чистку рамы и люков. Наблюдается частичное запрессование черпаков. Требуется выхаживание черпаковой цепи	1,30

Продолжение табл. 69

Класс крепости породы	Характеристика породы	Коэффициент разрыхления
V	Исключительно вязкие глины, не вываливающиеся из черпаков, с валунами, размер которых в поперечнике более 50 см, содержание до 50%. Полуразрушенные крупноразборные песчаники. Песчано-глинистые и слюдистые сланцы, сильно трещиноватые в разных направлениях, изверженные породы. Глинистые (месниковатые) породы, сравнительно легко черпаемые, но плохо промывистые. Наблюдается частое запрессовывание черпаков, вследствие чего необходимы выхаживания цепи. Очень плохое опоражнивание черпаков, в силу чего работа производится с незначительным их наполнением. Почва забоя весьма крепкая, что также вызывает уменьшение степени наполнения черпаков. Частые остановки на удаление валунов, чистку рамы и люков. Раскачивание бочки	1,35
VI	Мерзлые породы (мерзлота вечная и сезонная), трещиноватые неразборные метаморфические и кристаллические сланцы, изверженные и крепкие осадочные породы. Породы эти характеризуются исключительной крепостью, и поэтому при драгировании получается минимальное наполнение черпаков, но скорость движения черпаковой цепи при этом будет большая, так как черпаки скользят по породе	1,40

большинства россыпей, эффективность применения дражного способа разработки возрастает. Однако в то же время драгами могут разрабатываться и маловодные или даже безводные россыпи, но с условием дополнительного или принудительного водоснабжения, причем расходы по водоснабжению покрываются при более высоком содержании ценных компонентов в песках.

Таблица 70

Классификация горных пород по трудности их разработки драгами по шкале ЦНИГРИ

Класс крепости породы	Характеристика породы	Коэффициент разрыхления
I	Торф без корней, растительный грунтовой слой. Легкие несвязные пески. Легкие суглинки, супеси. Песок крупнозернистый с мелкой галькой, мелкий речник без валунов. Галечные и эфельные неслежавшиеся отвалы. Песчано-илистые породы, песок. Мелкий галечник с песком без глинистого материала и валунов	1,12

Продолжение табл. 70

Класс крепости породы	Характеристика породы	Коэффициент разрыхления
II	Торф с корнями, плотный растительный грунтовой слой с корнями кустарника, с редко встречающимися валунами. Сыпучие несвязные породы. Галька, щебень, гравий. Песчано-глинистые породы с примесью мелкой гальки и щебня. Ил глинистый. Глинистые породы средней плотности. Галька с включением отдельных валунов и с примазкой глины. Мелкий щебень скальных пород. Мелкие речники, частично связанные глиной желтого цвета. Галечные и эфельные слежавшиеся отвалы	1,20
III	Галечно-щебенистые породы, сцементированные глиной с включением отдельных валунов размером до 50 см при количестве их до 1%. Вязкие глины с валунами, обломки плотика угловатые (щебень, плиты), сцементированные глиной. Илистые и глинистые песчаники, породы с включением гальки, щебня и валунов. Разрушенные разборные глинистые, песчано-глинистые, углистые, слюдистые и известковые сланцы	1,25
IV	Тяжелая глина, вязкие плотные глины с галькой и щебнем, с включением валунов размером более 50 см при количестве их от 1 до 3%. Неразрушенные мергели и песчаники на глинистом цементе. Речники с песками и валунами, конгломераты слабосцементированные. Сильновыветрелые коренные породы, сланцы, песчаники, известняки, превратившиеся в дресву и щебенку. Мягкие сланцы. Пески с глиной с крупными угловатыми беспорядочно расположенными обломками горных пород и валунами. Неразборные глинистые и песчано-глинистые сланцы	1,30
V	Исключительно вязкие глины с валунами размером более 50 см при количестве их свыше 3%. Полуразрушенные крупноразборные песчаники. Песчано-глинистые и слюдистые сланцы, сильнотрещиноватые изверженные породы. Весьма плотные глинистые породы, сцементированные железистым и известковым растворами, с включением большого количества гальки различных размеров. Сильно разрушенные изверженные коренные породы (диориты, сиениты, порфиры и др.) Конгломераты с галькой осадочных пород на известковом или другом цементе. Глинистые крупнозернистые песчаники, выщелоченные пористые известняки	1,35
VI	Весьма плотные сцементированные горные породы с включением крупных угловатых обломков коренных пород. Трещиноватые неразборные метаморфические и кристаллические сланцы, крепкие осадочные породы.	1,40

Продолжение табл. 70

Класс крепости породы	Характеристика породы	Коэффициент разрыхления
	Сильнотрещиноватые скальные породы. Крупнозернистые разрушенные изверженные породы: гранит, сиениты, пегматиты, гранодиориты, габбро и др. Кварцевые жилы сильнотрещиноватые пористые. Элювиальные обломочные породы	

Примечания: 1. Вечномерзлые породы, если они имеются в россыпи, следует относить к VI классу.
2. Оттаявшие породы относят к классу, соответствующему их литологическому составу.

Наиболее выгодно использовать драги для разработки пойменных россыпей, залегающих как в крупных, так и в небольших речных долинах с небольшим уклоном, а также для разработки водоносных морских и озерных россыпей большой мощности.

В благоприятных условиях драги также обеспечивают наилучшие технико-экономические показатели при разработке части запасов, примыкающих к долине увальных и террасовых россыпей.

Основные горногеологические параметры россыпей, при которых обеспечивается их эффективное промышленное освоение дражным способом, приведены в табл. 71.

Таблица 71

Горногеологические параметры россыпей, обеспечивающие благоприятное развитие дражных разработок

Номинальная емкость черпака драги, л	Мощность россыпи без учета вскрыши торфов, м					Допустимый уклон долины *	Минимальный приток свежей воды в дражный разрез, л/сек	Предельный размер встречающихся в россыпи валунов по их наибольшему измерению, мм
	общая	в том числе						
		надводная	подводная					
			наибольшая	наименьшая при условиях эксплуатации				
				летом	зимой			
Драги средней глубины черпания								
50	7	1	6	1,7	2,0	0,025	50	300
150	11	1,7	9,3	2,5	2,7	0,020	100	400
210	13	2	11	3,1	3,3	0,015	150	550
250	14,5	2,5	12	3,7	4,0	0,015	150	600
380	18,4	3	15,4	4,5	5,2	0,010	200	700
Драги глубокого черпания								
380	30	4	30	4,8	5,6	0,010	200	700
600	60	10	50	5,2	6,0	0,010	250	800

* При разработке россыпи с искусственным подтопом (вскрытие плотинами, перевалками) предельный уклон долины устанавливается проектом.

По количеству промышленных запасов россыпи должны обеспечивать достаточно продолжительные сроки эксплуатации драг, причем для более крупных моделей обеспеченность запасами должна быть большей (табл. 72). Однако дражные работы могут успешно применяться и для отработки небольших по запасам горной массы, но богатых россыпей с последующим переносом драги на новые участки.

Таблица 72

Требования к запасам россыпей для разработки их драгами

Емкость черпака драги, л	Минимальная ширина разреза, м	Глубина черпания ниже уровня воды, м		Максимальная высота надводного борта россыпи, м	Запасы горной массы месторождения, млн. м³	Обеспеченность работы драги, лет
		максимальная	минимальная			
Драги средней глубины черпания						
50—100	15—40	6	1,5—2	0,5	0,5—0,8	До 5
150	50	9	2,5	0,5—2,5	3—5	8—10
210	50	11,6	3,1	1,5—4	12—15	10—12
250	60—70	15	3,5	3	12—15	12—15
380	70—75	15,8	3,7	2,5—5	18—23	12—15
Драги глубокого черпания						
380	90	30	4	5—6	18—23	12—15
600	110—120	50	5	Не более 10	30	15—25

3. Экономическое обоснование применения способа

Наиболее обобщенную оценку целесообразности разработки драгами россыпей с небольшими запасами горной массы получают путем технико-экономических расчетов.

В общем случае разработка месторождения дражным способом эффективна, когда приведенные затраты на его промышленное освоение с учетом нормативного коэффициента эффективности капитальных вложений не превысят суммарной ценности извлекаемого при этом металла за вычетом остаточной стоимости оборудования и других основных фондов, пригодных к дальнейшему использованию после отработки месторождения. Исходя из отмеченных положений, наименьшие экономически эффективные для освоения драгами параметры россыпи устанавливают по следующим уравнениям (при $\mu Ц > P_с$):

запасы металла (ценного компонента)

$$M = \frac{(E_п K E + K_{ос}) + Q_р [T - (1 - \Delta)] P_с}{\mu Ц}$$

или

$$M = \frac{E_{\text{п}} K E + K_{\text{ос}}}{\mu Ц - P_{\text{м}}},$$

где M — допустимые наименьшие промышленные запасы металла (ценного компонента) в данном месторождении, кг;

$E_{\text{п}}$ — коэффициент, учитывающий стоимостное увеличение (в результате замораживания) капиталовложений на момент окончания строительства драги,

$$E_{\text{п}} = 1 + tE;$$

E — нормативный коэффициент эффективности капиталовложений, установленный для вновь строящихся предприятий золотодобывающей промышленности в размере $E = 0{,}15$;

t — продолжительность строительства промышленного комплекса драги, лет.

Изменение коэффициента $E_{\text{п}}$ в зависимости от продолжительности строительства драги при $E = 0{,}09$ следующее;

Время строительства t, годы	0,50	1,00	1,50	2,00	2,25	2,50	3,00
Значение $E_{\text{п}}$	1,045	1,09	1,135	1,18	1,202	1,225	1,27

K — размер капитальных затрат на приобретение, транспортирование, монтаж оборудования и строительство драги (промстроительство), тыс. руб.;

$K_{\text{ос}}$ — суммарная остаточная стоимость пригодных к дальнейшему использованию оборудования и других основных фондов на момент окончания эксплуатации драги на данном месторождении, устанавливаемая оценочной комиссией или расчетным путем, тыс. руб.,

$$K_{\text{ос}} = \sum K_{\text{в}}, \quad K_{\text{в}} = K_{\text{б}}(1 - AT) - K_{\text{л}},$$

$K_{\text{в}}$ — остаточная стоимость одного или нескольких видов оборудования (основных фондов), имеющих одинаковый срок службы, тыс. руб.;

$K_{\text{б}}$ — первоначальная (балансовая) стоимость одного или нескольких видов оборудования (основных фондов) с одинаковым сроком службы, тыс. руб.;

A — норма амортизации на восстановление для данного вида основных фондов, доли единицы;

T — продолжительность отработки месторождения или срок использования оборудования (основных фондов) до момента ликвидации (демонтажа) драги, лет;

$K_л$ — возвратная стоимость ликвидируемых основных фондов (металлолом, пригодные для запасных частей детали, материалы и т. п.), тыс. руб.;

$Q_г$ — годовая (сезонная) производительность драги по горной массе, тыс. м³;

Δ — коэффициент снижения производственной мощности драги в пусковой период, $\Delta = 0{,}3 \div 0{,}7$;

μ — намывочный коэффициент (коэффициент сквозного извлечения);

$Ц$ — расчетная цена за 1 г добытого металла, установленная для данного района или отрасли, руб.;

$P_с$ — проектная себестоимость добычи и промывки 1 м³ горной массы данным типом драги, руб.;

$P_м = \frac{P_с}{C_{ср}}$ — проектная себестоимость добычи 1 г металла, руб.;

$C_{ср}$ — среднее содержание металла на массу, г/м³;

запасы горной массы в россыпи

$$З = \frac{E_п K E + K_{ос}}{\mu C_{ср} Ц - P_с},$$

где $З$ — наименьшие запасы горной массы в россыпи, при которых целесообразна ее разработка дражным способом, тыс. м³;

среднее содержание металла на массу

$$C_{ср} = \frac{E_п K E + K_{ос} + З P_с}{Q_г [T - (1 - \Delta)] \mu Ц}$$

или

$$C_{ср} = \frac{E_п K E + K_{ос}}{З \mu Ц} + \frac{P_с}{\mu Ц};$$

срок отработки месторождения

$$T = \frac{E_п K E + K_{ос}}{Q_г (C_{ср} \mu Ц - P_с)} + (1 - \Delta)$$

или

$$T = \frac{M \mu Ц - (E_п K E + K_{ос})}{P_с Q_г} + (1 - \Delta).$$

Отношение $\frac{P_с}{\mu Ц}$ представляет собой наименьшее среднее содержание металла на массу, определяющее намывочное содержание по драге, т. е. по существу выражает наименьшее среднепромышленное содержание:

$$C_{min} = \frac{P_с}{Ц \mu},$$

где C_{min} — наименьшее среднепромышленное содержание на массу, г/м³.

С учетом этого основная зависимость между средним содержанием по месторождению (блоку, участку) и наименьшим среднепромышленным содержанием, при которых обеспечивается требуемая эффективность дражных добычных работ на россыпи с ограниченными запасами горной массы, выражается следующим уравнением:

$$C_{\min} = C_{\text{ср}} - \frac{E_{\text{п}} K E + K_{\text{ос}}}{3 \mu Ц}.$$

В настоящее время средний уровень капитальных затрат на промышленный комплекс при строительстве драг различной мощности характеризуется следующими показателями:

Емкость черпака драги, л	Стоимость строительства, тыс. руб.
80	200—250
150	1100—1600
250	2200—3000
380	3100—4200

Примерно аналогичный уровень затрат имеет место при строительстве драг в большинстве зарубежных стран.

Сравнительные показатели (для средних условий) технико-экономической эффективности разработки золотосодержащих россыпей различными способами приведены в табл. 73.

Таблица 73

Сравнительные показатели технико-экономической эффективности разработки россыпей различными способами

Показатели	Способ разработки			
	дражный	скреперно-бульдозерный и экскаваторный	гидравлический	подземный
Удельный вес объемов добычи и промывки продуктивных пород, %	74,5	13,7	9,2	2,6
Среднее содержание ценного компонента в 1 м³ песков (горной массы), весовых единиц	1,00	7,16	1,02	20,53
Средняя производительность труда на 1 отработанную чел-смену, %	100	67,2	30,4	2,6
Полная себестоимость добычи и переработки, условных единиц:				
1 м³ песков (горной массы)	1,0	7,4	1,3	29,8
1 г металла	1,0	1,04	1,24	1,45

4. Типы современных драг и их классификация

Современные драги по конструктивным особенностям добычного, маневрового и транспортно-отвального оборудования, а также по внешним очертаниям обвода корпуса понтона (судна) и надстройки могут быть подразделены на два класса:

первый класс — континентальные драги, предназначенные для разработки материковых россыпей, обычно приуроченных к зоне распространения современных или древних (погребенных) речных систем. Эти драги монтируются, как правило, на плоскодонном судне (понтоне), обеспечивающем их плавучесть и эксплуатацию в замкнутом водоеме в соответствии с требованиями Речного регистра;

второй класс — морские драги, предназначенные для разработки месторождений, залегающих в прибрежной или глубинной акватории морей и крупных озер. Эти драги монтируются обычно на килевых, реже на плоскодонных, самоходных или буксирных судах, обеспечивающих их плавучесть и эксплуатацию в открытом море при штормовом волнении в соответствии с требованиями Морского регистра.

Драги обоих классов могут быть оснащены стационарным смонтированным непосредственно на судне (понтоне) промывочно-обогатительным оборудованием либо работать по раздельной схеме «добыча — обогащение» в цикле с обособленными береговой или плавающей обогатительными установками.

Преимущественно распространены драги с законченным циклом переработки песков, однако на многих морских драгах, особенно работающих в условиях штормового моря, успешно используются схемы с раздельным обогащением. Для континентальных и морских драг характерны не только специфические отличия. Им свойственна и общность в конструктивном выполнении важнейших агрегатов и устройств, в связи с чем все многообразие современных драг различного назначения можно обобщить по важнейшим признакам в виде следующей единой классификации:

I. По роду энергии приводных механизмов: электрические; дизель-электрические; дизельные; паровые.

II. По способу передвижения (маневрирования) в разрезе забое): канатно-свайные; канатно-якорные.

III. По возможной глубине разработки (выемки) пород ниже уровня воды: малой глубины выемки — до 6 м; средней глубины выемки — до 18 м; глубокой выемки — до 50 м; сверхглубокой выемки — более 50 м.

IV. По роду драгирующего аппарата:

А. Черпающие (черпаковые):

одночерпаковые: с ковшом типа механической лопаты; с грейферным ковшом; с ковшом драглайна;

многочерпаковые: с прерывистой черпаковой цепью (с холостым звеном); со сплошной черпаковой цепью.

Б. Гидро- и пневмовсасывающие: землесосные с механическим или гидравлическим разрыхлителями и без них; эжекторные; эрлифтные; с погружными насосами.

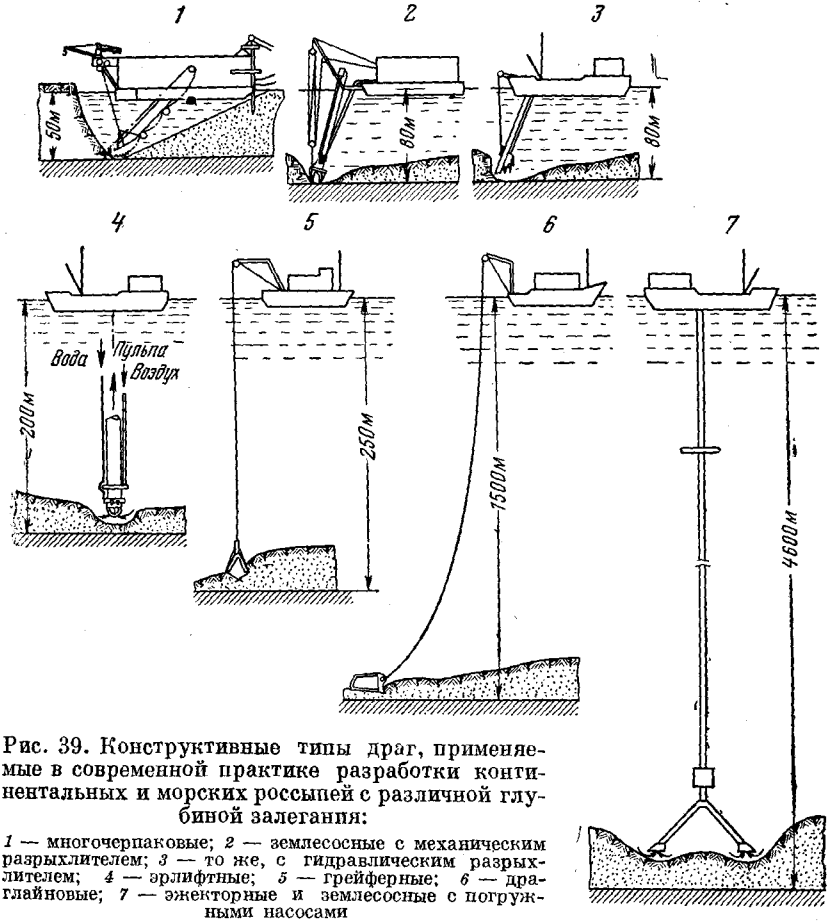


Рис. 39. Конструктивные типы драг, применяемые в современной практике разработки континентальных и морских россыпей с различной глубиной залегания:

1 — многочерпаковые; *2* — землесосные с механическим разрыхлителем; *3* — то же, с гидравлическим разрыхлителем; *4* — эрлифтные; *5* — грейферные; *6* — драглайновые; *7* — эжекторные и землесосные с погружными насосами

V. По емкости черпака: малолитражные — с черпаками емкостью до 100 л; среднего литража — с черпаками от 100 до 250 л; крупнолитражные — с черпаками емкостью более 250 л.

Глубина разработки для драг различных типов, указанных на рис. 39, ограничивается следующими значениями:

	Возможная предельная глубина выемки пород ниже уровня воды, м
Многочерпаковые со сплошной или прерывистой цепью черпаков	До 50
Землесосные с механическими и гидравлическими разрыхлителями	До 80
Эрлифтные (пневмовсасывающие)	До 200
Одночерпаковые:	
грейферные	До 250
драглайновые	До 1500
Эжекторные (гидровсасывающие) и землесосные с погружными насосами	До 4600

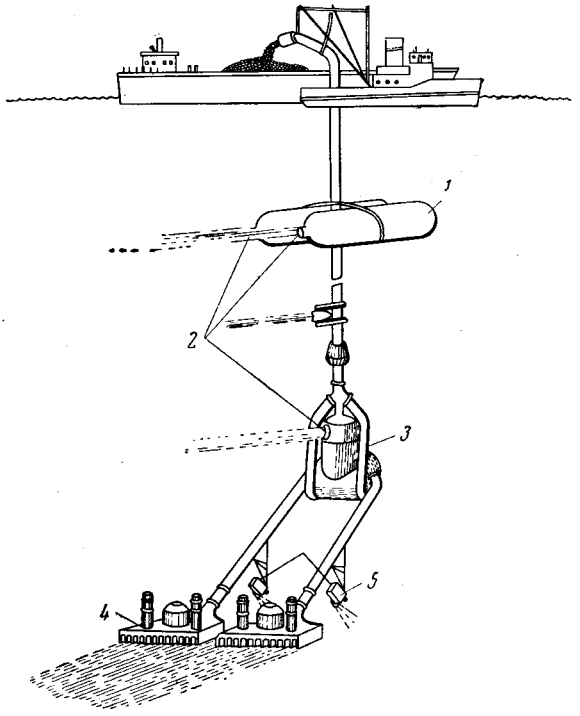


Рис. 40. Конструкция землесосной драги для добычи конкреций с морского дна на большой глубине (до 1200 м и более):

1 — поплавки; *2* — винты для перемещения рабочего органа; *3* — насос главного (вертикального) подъема; *4* — землесос с приводом; *5* — камера теленадзора

Наибольшее применение имеют электрические, меньшее паровые и дизельные многочерпаковые драги со сплошной и прерывистой цепью черпаков емкостью от 50 до 600 л и законченным циклом обогащения.

В современных условиях эти драги успешно применяются на разработке континентальных и прибрежно-морских россыпей, залегающих до 50 м ниже уровня воды.

Морские многочерпаковые драги конструктивно отличаются от драг, предназначенных для работы во внутренних водоемах, лишь особенностями маневрового и транспортно-отвального оборудования. В частности, для них характерно отсутствие свай и отвального конвейера (стакера). В открытом море передвижение и маневрирование драги по забою осуществляются, как правило, посредством канатно-якорного устройства, а хвосты свободно размещаются в выработанном пространстве.

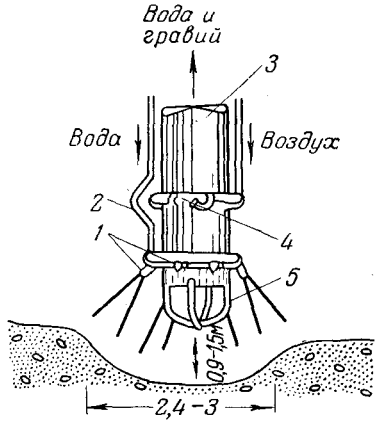


Рис. 41. Эрлифтный рабочий орган с высоконапорными гидронасадками для рыхления пород:

1 — насадки гидрорыхлителя; *2* — напорный водовод; *3* — всасывающий (пульпонагнетательный) трубопровод; *4* — воздушная магистраль; *5* — обтекатель

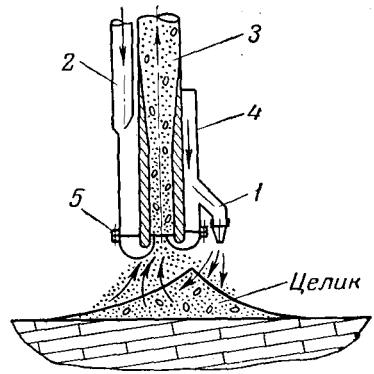


Рис. 42. Эжекторно-всасывающий наконечник кольцевого типа с гидрорыхлителями:

1 — гидрорыхлитель с насадкой; *2* — магистраль напорной воды; *3* — всасывающий пульповод; *4* — водонапорный коллектор; *5* — соплообтекатель кольцевого эжектора

Для разработки глубинных морских россыпей многочерпаковые драги не применяются. В этом случае наиболее целесообразны одночерпаковые драги.

В зарубежной практике признаны перспективными канатно-ковшовые драги, оснащенные одним либо несколькими (до четырех) грейферами или драглайнами.

В настоящее время на разработке россыпей легких минералов весьма успешно используются землесосные драги.

Наиболее производительно землесосные драги работают при глубине разработки 9—27 м, однако они сооружаются и для глубин до 80 м. В настоящее время разработан проект землесосной драги с погружными насосами (рис. 40), обеспечивающей экономически выгодную разработку месторождений морского дна, залегающих на глубине (до 1200 м и более).

Исследованиями последних лет в области изыскания новых технических средств подводного грунтозабора установлено, что для эффективного засасывания минералов с удельных весом 15—19 необходимо обеспечить скорости всасывания 8—10 *м*/сек и более. Земснаряд обычного типа, имея максимальный вакуум в приемном отверстии всасывающего наконечника 5—7 м вод. ст., создает на всасе скорости не выше 3—5 м/сек. При этом только 10—12% от величины перепада давления (1—2 м вод. ст.) тратится на отрыв частиц от массива или собственно разработку пород, а остальное компенсирует суммарные потери напора во всасывающей линии землесоса. В таких условиях грунтозабор идет не интенсивно и с очень низкой консистенцией пульпы. Увеличение же объемного веса засасываемой гидросмеси приводит к кавитации и срыву режима работы земснаряда. Эти недостатки не свойственны гидравлическим драгам, оснащенным рабочим органом эрлифтного (рис. 41) и эжекторного (рис. 42) типов.

Глава II

МНОГОЧЕРПАКОВЫЕ ДРАГИ

5. Драга 80Д с черпаками 80 л (вып. 1969 г.)

Драга производства ИЗТМ им. В. В. Куйбышева смонтирована на стальном плоскодонном понтоне цельносварной конструкции с поперечно-продольной системой набора, который при размерах корпуса 24 × 12 м и высоте бортов 2,2 м обеспечивает драге с рабочим водоизмещением 420 т нормальную плавучесть при осадке 1,7 м. Главная ферма (суперструктура) сварной конструкции, с жесткими связями передней и задней мачт. Надстройка металлическая, обшивка панельного типа с синтетическим утеплителем.

Маневрирование драги в забое — канатно-свайное от системы индивидуальных носовых, кормовых и свайных лебедок. Управление основными операциями электропневматическое. Черпаковая рама при длине между центрами верхнего и нижнего черпаковых барабанов 17 м выполнена сварной в виде балки равного сопротивления. Подъем и опускание рамы осуществляются посредством однотягового подвеса, сблокированного через 6-кратные полиспасты с рамоподъемной лебедкой, установленной на верхнем поясе суперструктуры в районе передней мачты.

Главный привод обеспечивает регулирование рабочей скорости движения черпаковой цепи в пределах 14—32 черп/мин.

Промывочно-обогатительное оборудование включает трехставную дражную бочку с фрикционно-роликовым приводом на пневмо-

шинах и металлические саморазгружающиеся шлюзы с автоматизированным сполоском. Хвосты укладывают в выработанное пространство хвостовыми колодами (эфельная фракция) и отвалообразователем-стакером (галечная фракция). Водоснабжение технологического процесса, бытовых и хозяйственных потребителей осуществляется от центробежных насосов, установленных на нижней палубе левого борта понтона.

Для выполнения такелажных и ремонтных работ драга снабжена достаточным количеством вспомогательных подъемно-транспортных средств, в частности стреловым краном грузоподъемностью 2 тс на передней мачте, мостовым краном грузоподъемностью 2 тс над главным приводом, консольными кранами на задней мачте, вспомогательными лебедками, монорельсами с электрическими и ручными талями, домкратами и другими средствами.

Обслуживание узлов трения основных механизмов технологического потока (главного привода, черпаковой рамы, привода бочки) предусмотрено от автоматически действующей системы централизованной смазки. В осенне-зимний период эксплуатации положительная температура в производственных помещениях надстройки поддерживается системами парового и воздушно-электрического отопления.

Энергоснабжение драги может осуществляться от береговой централизованной энергосистемы или от автономной дизельной электростанции, устанавливаемой непосредственно на драге или на берегу.

6. Драга 150Д с черпаками 150 л (вып. 1965 г.)

Драга серийно изготовляется ИЗТМ им. В. В. Куйбышева, среднее водоизмещение 990 т. Драга смонтирована на стальном плоскодонном понтоне цельносварной конструкции с поперечно-продольной системой набора. Понтон имеет 26 водонепроницаемых отсеков и обеспечивает среднюю осадку драги в рабочем состоянии 1,8 м при высоте борта 2,6 м. Главная ферма, передняя и задняя мачты — стальные, сварной конструкции; каркас надстройки — металлический, обшивка — панельного типа с теплоизоляцией пенопластом.

Маневрирование драги в разрезе — канатно-свайное от индивидуальных однобарабанных лебедок; управление — централизованное, электропневматическое.

Черпаковая цепь — сплошная, включает 77 черпаков из литой марганцовистой стали Г13Л с беззаклепочным соединением козырька. Рабочая скорость движения черпаковой цепи может регулироваться. Максимальная глубина черпания пород ниже уровня воды — 8—9 м соответственно при угле наклона черпаковой рамы 45 и 48°; наибольшая высота надводного борта россыпи, срабатываемая черпаками, —

2 м. Среднечасовая производительность драг по пескам средней промывистости изменяется в зависимости от содержания в них эфельной фракции в пределах от 150 (10% эфелей) до 210 (50% эфелей) м³/ч.

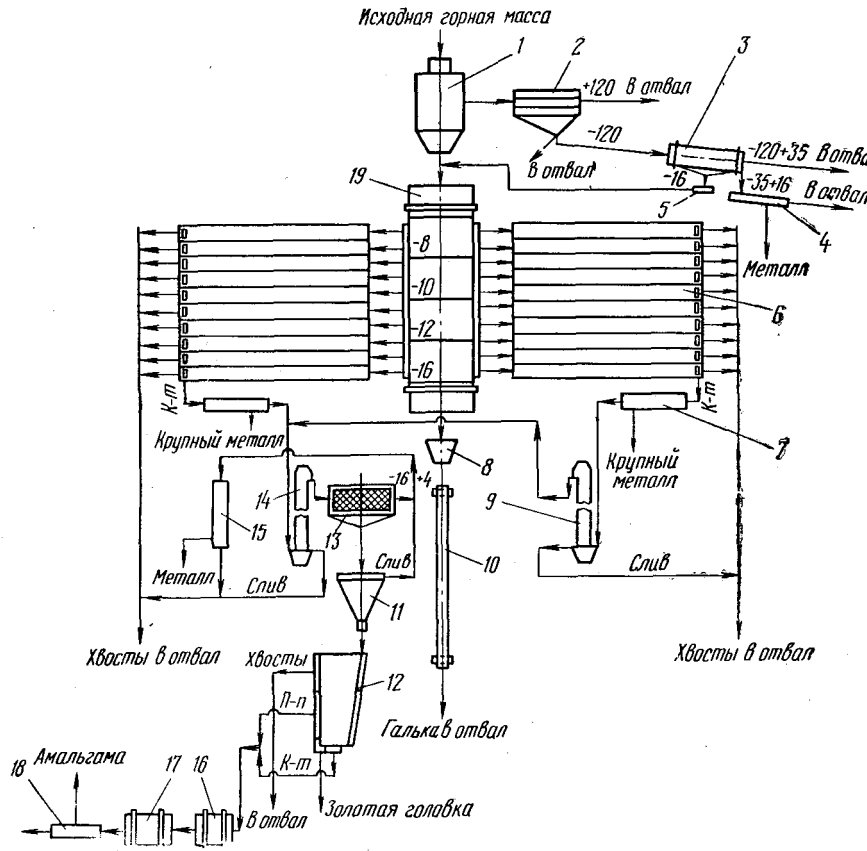


Рис. 43. Принципиальная схема шлюзового варианта обогащения песков на драге модели 150Д (вып. 1965 г.):

1 — завалочный люк; *2* — колосниковый грохот; *3* — барабанный грохот подчерпакового уловителя D=700 мм; *4* — шлюз уловителя; *5* — гидроэлеватор; *6* — шлюзы основные двухъярусные общей площадью 205 м²; *7* — самородкоуловливающий шлюз; *8* — галечный лоток; *9* — элеватор ленточный ЭЛМ-90; *10* — конвейер галечный (стакер); *11* — зумпф обезвоживающий; *12* — концентрационный стол СКМ-1Л; *13* — грохот вибрационный ГЖ-2; *14* — элеватор ленточный ЭЛМ-90; *15* — шлюз контрольный; *16* — мельница шаровая; *17* — амальгаматор непрерывного действия; *18* — шлюз амальгамационный; *19* — бочка промывочная дражная

Для снижения просыпи песков в черпачный прорез понтона завалочный люк оснащен подвижным приемным лотком.

Промывка пород осуществляется в четырехставной бочке диаметром 1800 мм при длине сеющей поверхности 8,2 м, улавливание

металла — на саморазгружающихся шлюзах и отсадочных машинах либо на двухдечных стационарных (или саморазгружающихся) шлюзах общей площадью 200 м². Принятый на драге вариант технологической схемы обогащения песков на стационарных шлюзах приведен на рис. 43.

Водоснабжение обеспечивается центробежными насосами общей производительностью 3060 м³/ч. Все основные агрегаты драги оснащены индивидуальными электроприводами с общей установочной мощностью 800 квт. Привод черпаковой цепи конструктивно выполнен по двухплечевой схеме и осуществляется от двух синхронно работающих электродвигателей через редукторную и открытую зубчатую передачи с общим передаточным числом 132,84. При этом в зависимости от состава и крепости пород россыпи драгу можно оснащать различными системами электропривода, обеспечивающими работу черпающего аппарата как с постоянной, так и с регулируемой скоростью движения черпаковой цепи. В первом случае к установке предусматривают асинхронные электродвигатели переменного тока напряжением 380 в, мощностью по 55 квт и скоростью вращения 570 об/мин, во втором — используют тиристорные преобразователи и двигатели постоянного тока напряжением 220 в, мощностью по 70 квт при 600/1200 об/мин.

В осенне-зимний период работы нормальную температуру в производственных помещениях драги поддерживают двумя паровыми котлами ТМЗ-1/8 с поверхностью нагрева 33,4 м² и паропроизводительностью 1000 кг/ч. Для производства вспомогательных и ремонтных работ на драге предусмотрена разветвленная сеть подъемно-транспортных средств (мостовые, стреловые и консольные краны, тали, монорельсы).

7. Драга с черпаками 250 л

Драга серийно выпускается ИЗТМ им. В. В. Куйбышева в двух модификациях, отличающихся в основном схемой обогатительного оборудования: модель 250Д (вып. 1958 г.), исполняемая в шлюзо-отсадочном варианте, предназначена для извлечения золота преимущественно мелких классов; модель 250Д^{ш} — в шлюзовом варианте со стационарными шлюзами (вып. 1966 г.), с подвижным резиновым покрытием (вып. 1968 г.) и металлическими саморазгружающимися (вып. 1969 г.) шлюзами — для обогащения песков, содержащих относительно крупные зерна золота.

Металлический сварной конструкции понтон драги набран по поперечно-продольной системе набора и при размерах 42,8 × 18,2 м и высоте борта 3 м имеет 26 отсеков, из которых 12 водонепроницаемы. Черпаковая цепь этих драг включает 85 черпаков из литой марганцовистой стали Г13Л с беззаклепочным соединением козырька.

Предельная глубина черпания ниже уровня воды 12 м, наибольшая высота надводного борта россыпи, срабатываемая черпаками, 3,5 м.

Двухплечевой главный привод по системе ТГ—Д (трехобмоточный генератор — двигатель) обеспечивает широкий диапазон регулирования скорости движения черпаковой цепи в пределах от 0 до 35 черп/мин. Паспортная среднечасовая производительность драг этих моделей при разработке песков средней крепости 320 м³/ч. Промывка и дезинтеграция добытых пород осуществляется в пятиставной бочке диаметром 2,4 м при длине сеющей поверхности 11,5 м. Пески на драге 250Д обогащаются на коротких поперечных шлюзах площадью 90 м², на десяти основных и двух перечистных диафрагмовых сдвоенных двухкамерных отсадочных машинах МОД-2П или МОД-4 (рис. 44), а на драге 250Д^{ш} — на 38 стационарных двухдечных шлюзах площадью 167 м² с механизированной принудительной разгрузкой концентрата либо на шлюзах с подвижным резиновым покрытием (см. рис. 75) или на металлических саморазгружающихся шлюзах.

Технологическая вода подается центробежными насосами общей производительностью 3560 м³/ч. Основные агрегаты этих драг оснащены индивидуальными электроприводами, общая установочная мощность которых составляет 1082 квт (250Д) и 1003 квт (250Д^{ш}), обслуживаются централизованной электропневматической системой управления.

Для удобства обслуживания и обеспечения высокоэффективной эксплуатации в драгерском помещении установлен комплекс контрольно-измерительных приборов, включающий кренометры судовые типа КР для определения крена драги в продольной и поперечной плоскостях; дражный глубиномер ДГ-2, показывающий глубину черпания и ширину забоя; указатель положения свай УПС-3; пульты электрических контрольно-измерительных приборов и комплект громкоговорящей связи шахтного типа. Для сообщения между этажами надстройки предусмотрена установка пассажирского лифта грузоподъемностью 350 кгс. Смазка мест трения в постоянно работающих узлах и агрегатах осуществляется автоматически от централизованных систем проточной жидкой и конечной густой смазки, включающих шестеренные насосы ШДП-35, станции САГ-500 и СРГ-8. Производственные помещения отапливаются от парового котла СК-250 с поверхностью нагрева 59,3 м² и воздушных электрокалориферных установок.

Для механизации ремонтных и такелажных работ драги оснащены достаточно мощным и разветвленным подъемно-транспортным хозяйством.

Изучение практического опыта и анализ показателей работы типовых 250-л драг, эксплуатируемых в особо тяжелых горногеологических и природно-климатических условиях, позволили ИЗТМ

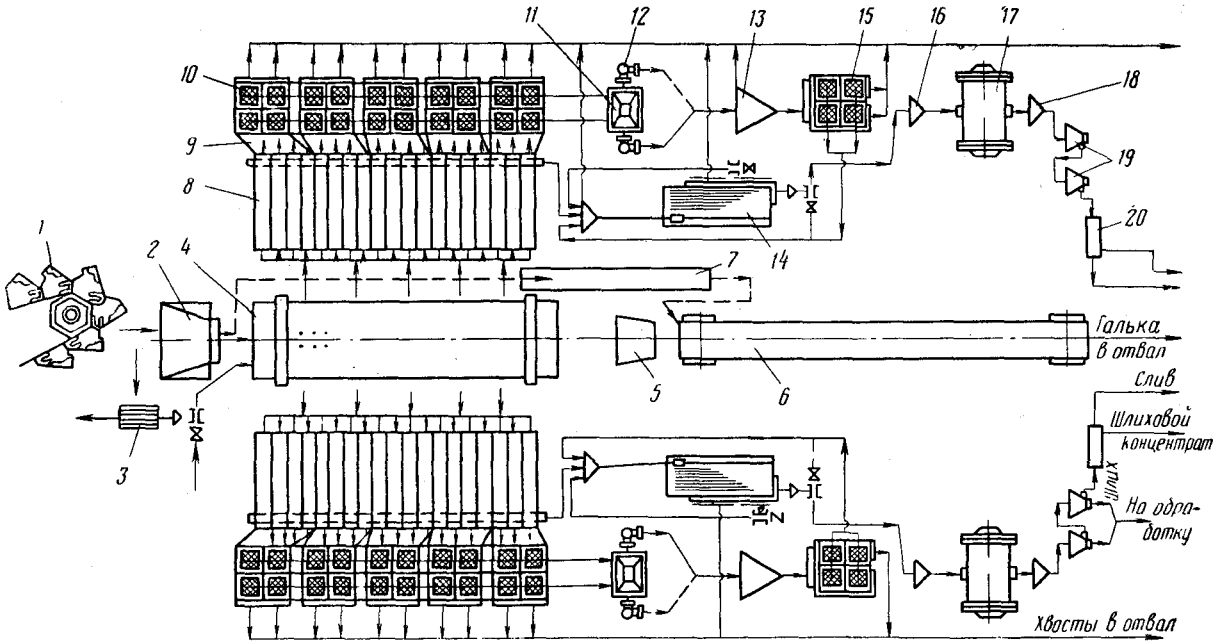


Рис. 44. Технологическая схема установки обогатительного оборудования на 250-л драге ИЗТМ:

1 — черпаковая цепь; *2* — завалочный люк; *3* — подчерпаковый уловитель; *4* — барабанный грохот (бочка); *5* — галечный лоток; *6* — главный конвейер; *7* — конвейер пустой породы; *8* — поперечные шлюзы; *9* — распределительные желоба отсадочных машин; *10* — отсадочные машины (основные); *11* — зумпф пескового насоса; *12* — песковый насос; *13* — обезвоживающий конус; *14* — концентрационный стол; *15* — отсадочные машины (перечистные); *16* — обезвоживатель; *17* — амальгамационная бочка; *18* — сборный зумпф; *19* — гидравлические ловушки; *20* — ворсистый шлюз

им. В. В. Куйбышева создать новую 250-л драгу модели 250ДУ (вып. 1972 г.) усиленной конструкции.

По производственно-техническим возможностям, прочностной характеристике и моторесурсу драга 250ДУ значительно превосходит типовые драги этой мощности и позволяет при прочих равных условиях увеличить сезонную производительность по переработке горной массы на 30—50% и существенно повысить общую эффективность разработки.

Конструктивная масса новой драги на 420—450 т превышает массу типовой 250-л драги ИЗТМ, имеющей такую же глубину черпания. Однако продолжительность службы ее основных узлов и оборудования увеличивается при этом более чем в три раза. Существенное повышение технического ресурса обеспечивает также резкое уменьшение затрат на эксплуатацию и снижение стоимости добычи 1 м³ песков на 25—30%.

Драгу 250ДУ предусматривается выпускать в двух модификациях с глубиной черпания 12 и 15 м ниже уровня воды, каждая из которых может быть оснащена шлюзовой или шлюзо-отсадочной схемами обогащения.

Общая эксплуатационно-техническая характеристика драги следующая.

Черпаки номинальной емкостью 250 л с усиленным корпусом чашеобразной формы, обеспечивающей лучшее их наполнение и опоражнивание, могут поставляться цельнолитыми из марганцовистой стали Г13Л с последующей наплавкой в процессе эксплуатации режущей кромки твердыми износоустойчивыми сплавами или со съемным козырьком. Конструктивные размеры шага и проушин черпака соответствуют черпаку 380-л драги. Скорость движения цепи регулируется в пределах 0—30 черп/мин. Высота надводного борта россыпи, срабатываемого черпаками, до 3 м. Максимальная производительность драги 320 м³/ч. Маневрирование — канатно-свайное; оснастка носовых канатов может выполняться с береговым роликом и без него в одну ветвь.

Драга может разрабатывать россыпи с тяжелыми породами при наличии пятнистой мерзлоты, а также производить задирку скального плотика.

Применение для несущих металлоконструкций специальных сталей обеспечит безаварийную работу драг в районах Крайнего Севера при низких температурах воздуха.

Предусматриваются два варианта технологической схемы обогащения песков: шлюзовой — для песков с крупным золотом и шлюзо-отсадочный с предварительным обезвоживанием концентрата перед отсадочными машинами — для мелкого золота.

В обеих схемах используются саморазгружающиеся шлюзы с ав-

томатизированным сполоском и механизированная доводка шлихов непосредственно на драге.

Драга 250ДУ оснащена автоматизированными системами, в частности предусматриваются к установке две группы контрольно-измерительных приборов:

приборы, контролирующие технологический процесс: электронный индикатор самородков, пробоотборник, указатели глубины черпания, ширины забоя, величины подшагивания и скорости черпания;

приборы, предотвращающие аварийные режимы: устройство, предупреждающее сход черпаковой цепи с нижнего черпакового барабана; устройство для улавливания черпаковой цепи при ее обрыве; указатели положения свай; кренодифферентомеры; устройства для контроля температуры подшипников и поступления смазки.

Для отопления помещений надпалубной надстройки будут использованы современные пароэлектрокалориферы. Отдельные помещения будут обогреваться электронагревательными приборами. Намечается более интенсивный обогрев черпаковой рамы и понтона; на драге устанавливается более мощный паровой котел.

Предусматривается максимально возможная унификация и взаимозаменяемость отдельных деталей и целых агрегатов усиленной драги с аналогичными узлами типовых 250 и 380-л драг.

8. Драга глубокого черпания ОМ-431 с черпаками 380 л

По уровню технического оснащения, надежности конструктивного исполнения и эксплуатационным данным эта драга, серийно выпускаемая Пермским машиностроительным заводом им. В. И. Ленина, является одной из лучших в практике мирового драгостроения.

Драга ОМ-431 выпуска 1966 г. смонтирована на стальном понтоне сварной конструкции с поперечно-продольной системой набора со шпацией 800 мм, который при размерах 62 × 24 м и высоте борта 3,5 м имеет 14 водонепроницаемых отсеков и обеспечивает нормальную остойчивость драги при среднем ее водоизмещении в рабочем состоянии 3480 т. Черпаковая цепь состоит из 120 черпаков из литой марганцовистой стали Г13Л с приклепанным козырьком. Скорость движения черпаковой цепи 22 черп/мин. Драга обеспечивает разработку россыпных месторождений с предельной глубиной залегания до 30 м ниже уровня воды при высоте надводного борта, непосредственно срабатываемого черпаками, до 4 м. Среднечасовая производительность драги 400 м³/ч. Основные и вспомогательные агрегаты оснащены индивидуальными электроприводами с редукторными передачами, общая мощность электродвигателей которых составляет 2110 квт с питанием от сети напряжением 380 в и частично 6000 в. Управление драгой — централизованное полуавтоматическое из

драгерского помещения; для основных механизмов технологического потока — пневматическое и электропневматическое. Привод черпаковой цепи осуществляется от двух сблокированных синхронно работающих электродвигателей мощностью по 230 квт каждый и скоростью вращения 590 об/мин через клиноременные и зубчатые передачи с общим передаточным числом 188,17.

Для снижения эксплуатационных потерь песков в процессе разгрузки черпаков в завалочном люке драга оснащена подчерпаковым уловителем новой конструкции, в который, наряду с колосниковыми грохотами, введены сборный бункер с двумя землесосами 5ГР-8, в том числе один резервный, обеспечивающими подачу поступающих в уловитель песков в бочку для последующего их обогащения в общем цикле.

Дезинтеграция и грохочение добытых пород производятся в шестиставном грохоте (бочке) дражного типа диаметром 2,7 м, длиной 16,74 м, с сеющими листами общей площадью 120 м², установленном с уклоном 7°. Грохот снабжен индивидуальным приводом фрикционно-роликового типа (от электродвигателя мощностью 125 квт через закрытый редуктор с передаточным числом 25), обеспечивающим вращение бочки со скоростью 10,3 об/мин.

Обогащение песков и улавливание металла осуществляются на двухдечных подвижных саморазгружающихся металлических шлюзах, смонтированных симметрично по обеим сторонам распределителя. Разгрузка концентрата и освежение улавливающей поверхности шлюзов производятся автоматически через заданные промежутки времени посредством командных электропневматических приборов (КЭП). Технологическая схема установки обогатительного оборудования показана на рис. 45.

Галечная фракция промытых пород по стакеру доставляется в отвал ленточным конвейером: ширина ленты 1100 мм, скорость движения 2,18 м/сек, производительность 560 м³/ч, установлен под углом 18°, расстояние между центрами барабанов 65 м.

Управление приводами бочки и главного конвейера (стакера) полуавтоматическое централизованное, с кормового пульта.

Для обеспечения устойчивой работы основных механизмов технологического потока (главного привода, подвеса черпаковой рамы, привода бочки и др.) и своевременной смазки узлов трения драга оснащена двумя надежно действующими смазочными системами: картерной жидкой смазки — минеральными маслами и густой смазки — консистентными смазочными материалами. Система централизованной густой смазки включает переносные станции типа СРГЭ и стационарную автоматическую станцию СК-300, работающую по заданной программе технологического режима смазки от командного электропневматического прибора.

Нормальные условия эксплуатации драги при низких температурах воздуха обеспечиваются системой пароэлектрического отопления, включающей паровые нагревательные приборы типа «регистр-

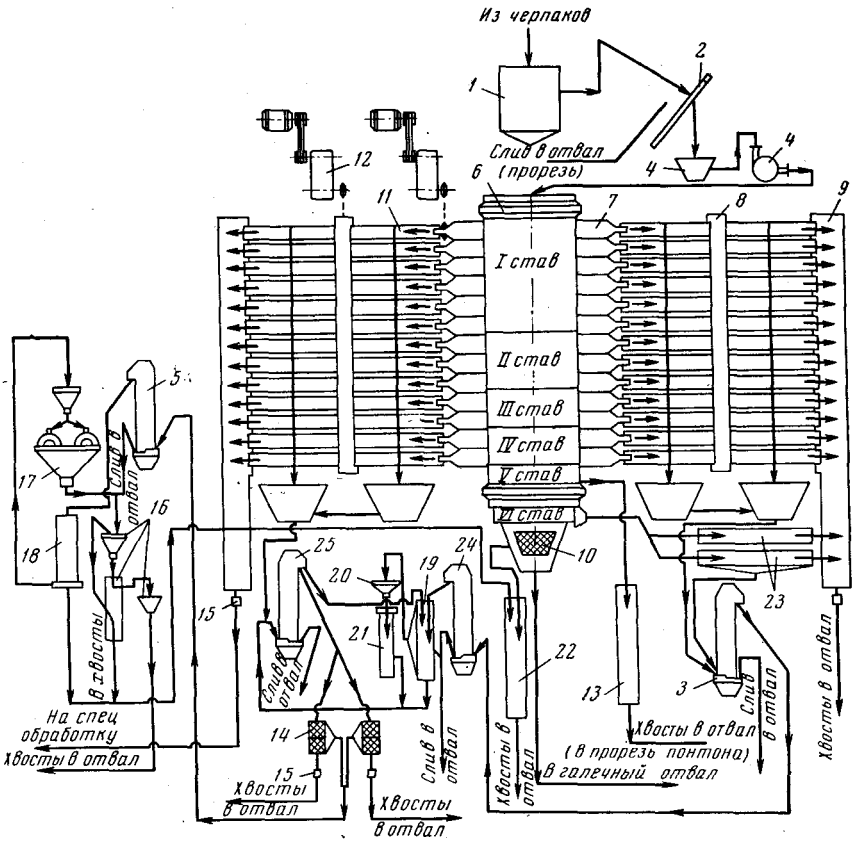


Рис. 45. Схема обогатительной установки 380-л драги модели ОМ-431 (вып. 1966 г.):

1 — завалочный люк; *2* — колосниковый грохот; *3* — элеватор ЭЛМ-250; *4* — подчерпаковый уловитель; *5* — элеватор ЭЛМ-90; *6* — дражная бочка; *7* — распределитель; *8* — промежуточный лоток; *9* — хвостовая колода; *10* — галечный лоток; *11* — металлические саморазгружающиеся шлюзы; *12* — привод шлюзов; *13* — самородкоулавливающий шлюз; *14* — отсадочная машина МОД-1; *15* — автоматический пробоотбиратель АП-1; *16* — гидроловушка; *17* — амальгамационная установка; *18* — концентрационный стол; *19, 22, 23* — опрокидывающиеся шлюзы; *20* — бункер для концентрата; *21* — вашгерд; *24, 25* — элеваторы ЭЛМ-250

и отопительные агрегаты СТД-200, питаемые от парового котла паровозного типа, а также электрические обогреватели и электрокалориферы. Система отопления поддерживает положительные температуры воздуха в производственных помещениях драги.

Для подъема и транспортирования тяжеловесных деталей, а также механизации различных вспомогательных работ при монтаже, ремонтах и эксплуатации драга оснащена подъемно-транспортными средствами различного назначения, исключающими необходимость применения ручного труда.

Для оперативной транспортной связи между этажами надстройки, подъема небольших грузов, малогабаритных деталей и смазочных материалов с палубы понтона на драге установлен грузовой лифт грузоподъемностью 500 кгс, высотой подъема 15,9 м.

Внутренняя и внешняя связь, сигнализация и дистанционный надзор за технологическими процессами осуществляются посредством систем световой и звуковой переговорной сигнализации, аварийной сигнализации, контролирующей заполнение водой отсеков понтона, сигнализации работы и блокировки основного и обогатительного потока, а также сетей телефонной и производственной громкоговорящей связи типа ПГС-1К, которые обеспечивают высокую надежность обслуживания драги и устойчивую связь с внешними коммуникациями.

9. Драга ОМ-417 с черпаками 400 л (мод. 1971 г.)

Драга этого типа имеет предельную глубину черпания 17 м ниже уровня воды. Она размещена на стальном (ВСТ-3, ГОСТ 380—60) плоскодонном понтоне сварной конструкции с поперечно-продольной системой набора при шпации, равной 600 мм. Понтон выполнен из объемно-плоскостных секций и, включая 20 водонепроницаемых отсеков, обеспечивает нормальную плавучесть и отстойчивость драги в рабочем состоянии при водоизмещении 2600 т со средней осадкой 2,5 м.

Главная ферма (суперструктура) обычной конструкции жестко связана с передней и шарнирно с задней мачтами.

Элементы суперструктуры изготовлены из низколегированной стали 10Г2С1 ГОСТ 5520—62 с удельной вязкостью при температуре минус 60° С не менее 3 кгс/см^2.

Надстройка драги запроектирована применительно к условиям эксплуатации в северных районах, причем каркас изготовляется из стали ВСт3ПС для сварных конструкций по ГОСТ 380—60. В качестве обшивки применены сборные алюминиевые панели (стеновые 2,8 × 1,2 м; кровельные — 4,8 × 1,6 м мембранного типа с утеплителем из пенопласта объемной массой 80 кг/м^3). Для оконных проемов предусмотрены панели из прозрачного стеклопластика двойного заполнения размерами 4,8 × 1,2 × 0,13 м.

Конструктивная масса как изделия при шлюзовой схеме обогащения 2511 т, шлюзоотсадочной — 2594 т.

Черпаковая рама сварной конструкции (длина между центрами барабанов 41 м, площадь сечения в центральной части 3,1 × 2,08 м)

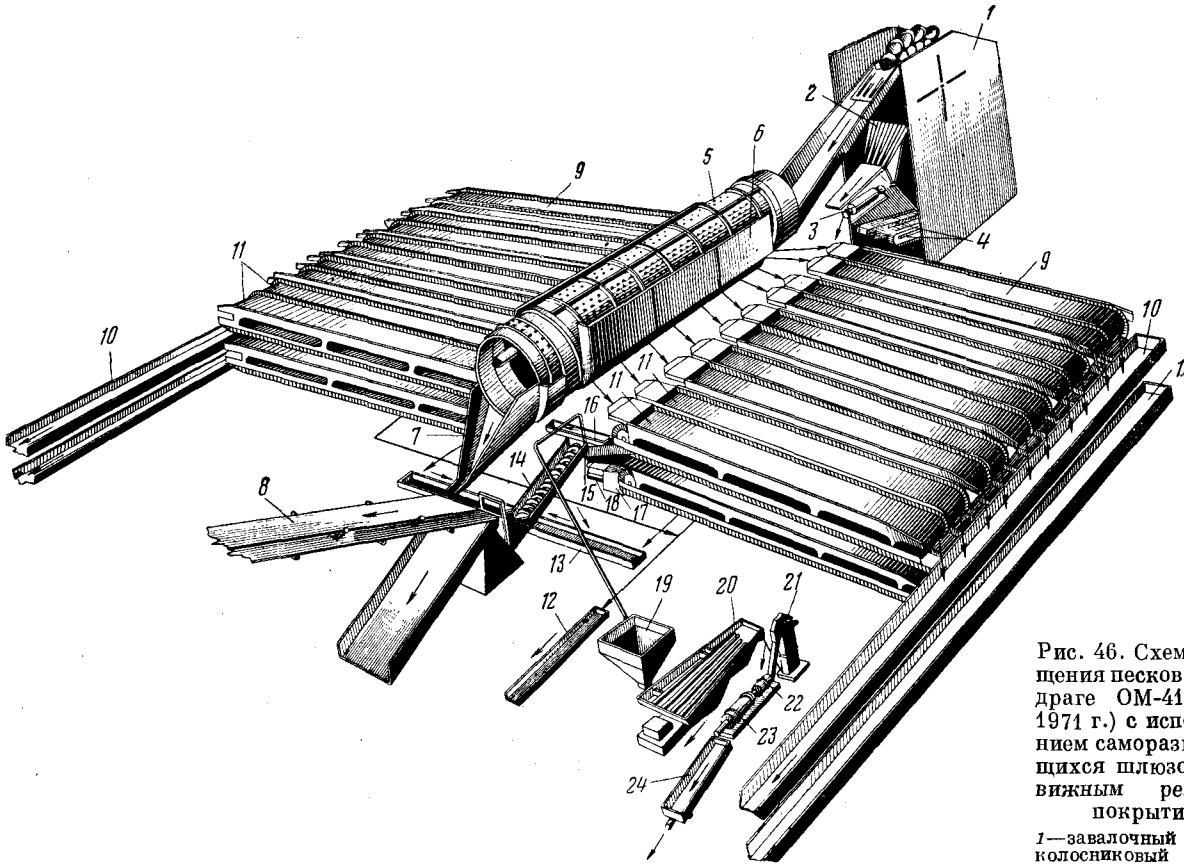


Рис. 46. Схема обогащения песков на 400-л драге ОМ-417 (вып. 1971 г.) с использованием саморазгружающихся шлюзов с подвижным резиновым покрытием:

1—завалочный люк; *2*—колосниковый грохот; *3* — барабанный грохот ∅ 1000 м; *4* — шлюз уловителя; *5* — промывочная бочка; *6* — распределитель; *7* — галечный лоток; *8* — стакер; *9* — шлюз с подвижным резиновым покрытием; *10* — хвостовая колода; *11*, *12* — шлюзы для улавливания самородков; *13* — шлюз для улавливания крупного золота; *14* — классификатор КСН-7,5; *15* — грохот ГЖ-2; *16* — контрольный шлюз; *17* — зумпф насоса НП-1М; *18* — насос НП-1М; *19* — бункер концентрационного стола; *20* — концентрационный стол СКМ-1; *21* — элеватор ЭЛМ-90; *22* — шаровая мельница; *23* — амальгаматор непрерывного действия; *24* — шлюз амальгамационный

выполнена в виде коробчатого бруса равного сопротивления, состоящего из пяти секций. Рама подвешена через сдвоенные 12-кратные полиспасты с 3-тяговой нижней подвеской.

Рамоподъемная лебедка со сдвоенным барабаном установлена в носовой части верхнего пояса главной фермы и снабжена индивидуальным редукторным электроприводом от асинхронного двигателя АК-113-10М мощностью 160 квт и скоростью вращения 590 об/мин. Канатоемкость каждого барабана при диаметре каната 39 мм и двухслойной навивке 270 м.

Главный привод драги выполнен по двухплечевой схеме с двумя электродвигателями постоянного тока П143-9К (мощность по 200 квт при 400/1200 об/мин, напряжение 220 в) по системе тиристорный преобразователь — двигатель (ТП — Д) и включает клиноременную и закрытую редукторную передачи с установкой вала семигранного верхнего черпакового барабана на подшипниках качения. Управление приводом обеспечивает плавное регулирование скорости движения черпаковой цепи в пределах 18—28 черп/мин.

Общая мощность россыпи, срабатываемая черпаком, 19 м. Промывочно-обогатительное оборудование драги ОМ-417 включает шестиставную бочку с трубчатым каркасом длиной 18,7 м и внутренним диаметром 2,7 м, установленную под углом 7°. Фрикционно-роликовый привод оснащен электродвигателем мощностью 125 квт, скорость вращения бочки 10 об/мин.

В зависимости от ситовой характеристики золота драгу ОМ-417 можно оснащать различными схемами установки обогатительного оборудования, обеспечивающими наиболее полное извлечение металла из перерабатываемых песков. Основные из этих схем:

шлюзовой вариант с использованием саморазгружающихся шлюзов с подвижным резиновым покрытием (рис. 46) либо металлических саморазгружающихся шлюзов;

шлюзоотсадочный вариант с использованием коротких саморазгружающихся шлюзов и отсадочных машин с предварительным обезвоживанием пульпы спиральными классификаторами и элеваторами (рис. 47) или обезвоживателями других конструкций.

В комплект доводочного оборудования входят ленточные элеваторы, концентрационные столы, амальгаматор непрерывного действия и другие приборы, позволяющие полностью механизировать доводку и достичь высокого извлечения золота из концентратов.

Водоснабжение промывочно-обогатительных агрегатов, хозяйственно-бытовых и противопожарных потребителей технологической водой, а также аварийный водоотлив из понтона осуществляются центробежными насосами суммарной производительностью при шлюзовом варианте обогащения 5702 м³/ч, шлюзоотсадочном — 5906 м³/ч.

Промытые породы галечной фракции удаляются в отвал ленточ-

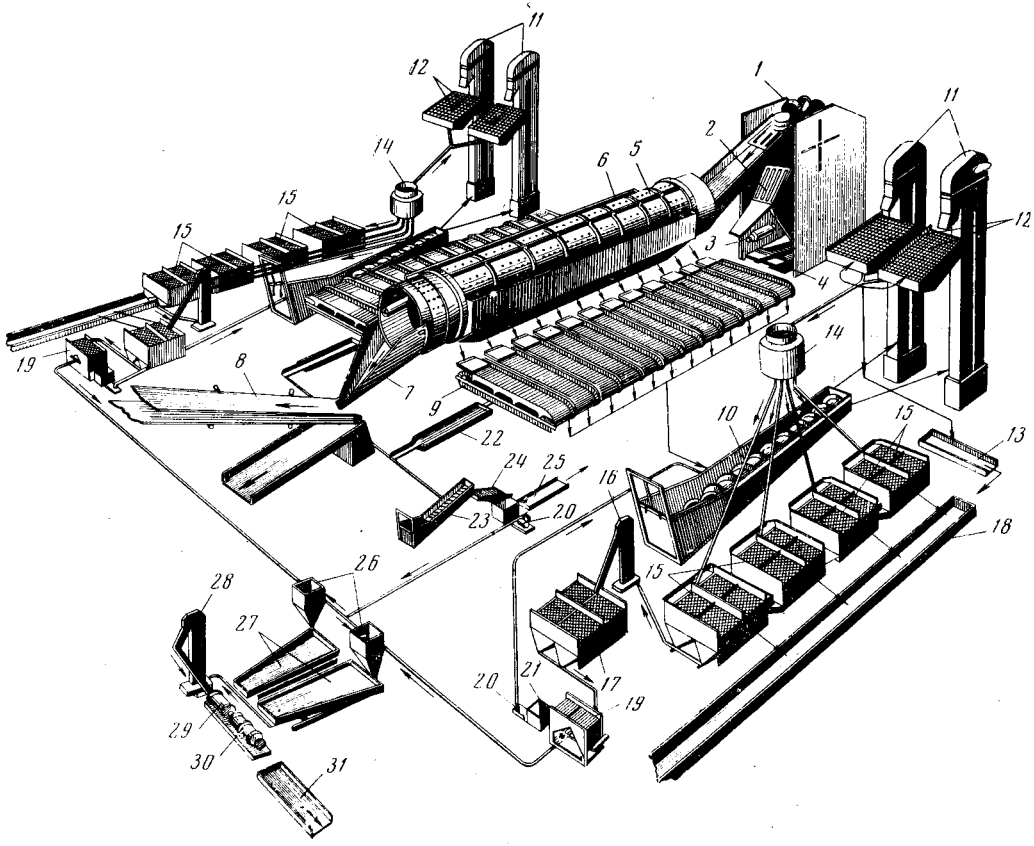


Рис. 47. Шлюзо-отсадочная схема обогащения песков на 400-л драге ОМ-417 (вып. 1971 г.) с классификаторами и элеваторами:

1 — завалочный люк; *2* — колосниковый грохот; *3* — барабанный грохот ⌀ 1000 мм; *4* — шлюз уловителя; *5* — промывочная бочка; *6* — распределитель; *7* — галечный лоток; *8* — стакер; *9* — шлюз с подвижным резиновым покрытием; *10* — классификатор односпиральный, $D_{сп}$ = 2000 мм; *11* — элеватор ЭЛМ-450; *12* — грохот вибрационный ГИЛ-32; *13* — шлюз глубокого наполнения; *14* — пульподелитель четырехструйный; *15* — основная отсадочная машина МОД-2П или МОД-4; *16* — элеватор ЭЛС-250; *17* — перечистная отсадочная машина МОД-4; *18* — хвостовая колода; *19* — отсадочная машина МОД-1; *20* — песковый насос НП-1М; *21* — зумпф пескового насоса; *22* — шлюз для улавливания крупного металла; *23* — классификатор односпиральный, $D_{сп}$ = 500 мм; *24* — грохот вибрационный ГЖ-2; *25* — шлюз контрольный; *26* — бункер концентрационного стола; *27* — концентрационный стол СКМ-1; *28* — элеватор ЭЛМ-90; *29* — шаровая мельница; *30* — амальгаматор непрерывного действия; *31* — шлюз амальгамационный

ным стакером шатрово-ферменной конструкции, который при длине между центрами барабанов 51 м оснащен лентой шириной 1200 мм, обеспечивающей при скорости 1,92 м/сек среднюю производительность отвалообразователя 535 м³/ч. Привод главного конвейера осуществлен от электродвигателя АК91-4 мощностью 75 квт через закрытый редуктор с передаточным числом 40.

Электроэнергией драга снабжается от береговой подстанции напряжением 6 кв через высоковольтную ячейку РВНО-6 и гибкий силовой кабель КРПД-6, подключенный к кормовой будке ввода.

Понизительная подстанция драги состоит из двух силовых трансформаторов ТМ-1000/6 и одного осветительного ТМ-63/6; аварийное освещение подается от специальной дизельной электростанции типа ЖЭС-60.

Распределительное устройство включает одну несекционированную систему шин типа ВМП-101. Для цепей измерения установлен трансформатор напряжения НТМИ-6, который присоединен к сборным шинам через предохранители ПКТ-10. Для защиты от перенапряжения в схеме предусмотрены машино-вентильные разрядники РВВМ.

В зависимости от варианта обогащения драгу ОМ-417 оснащают различным количеством силовых электроприемников. В частности, при использовании шлюзовой схемы со шлюзами с подвижным резиновым покрытием на драге устанавливают 102 электродвигателя общей мощностью 2015 квт и мощностью одновременно работающих агрегатов 1259 квт, а при шлюзоотсадочной схеме количество установленных двигателей увеличивают до 126, а их мощности — соответственно до 2233 и 1435 квт.

Управление приводами основных механизмов — централизованное, электропневматическое. Сжатым воздухом пневмосистема питается от двух компрессорных установок модели 155-2 «Гаро» производительностью 0,6 м³/мин, которые поддерживают в сети постоянное рабочее давление в пределах 7,5—10,5 кгс/см². Помимо компрессорных установок, оборудованных пусковой аппаратурой и автоматическим регулятором давления, в пневмосистему входят масло- и влагоотделители, манометры, включающие вентили ВВ-32Ш, пневматические распределители и запорная арматура. Режим работы компрессорных установок автоматизирован, благодаря чему электродвигатели привода включаются в работу при давлении воздуха в резервуаре ниже 7,5 кгс/см² и отключаются при давлении более 10,5 кгс/см².

Узлы трения черпаковой рамы, главного привода, приводов бочки и стакера, а также полиспастов подвеса черпаковой рамы и свай обслуживаются централизованными системами автоматической и ручной смазки.

Автоматическая система густой смазки работает от станции СК-300, ручная — от станций СРГЭ. Станции заправляются консистентными

смазочными материалами с помощью перекачного насоса ППШГ-200. В качестве дозирующих органов приняты питатели типа ПД. Для автоматической системы в качестве реле времени принят командный электропневматический прибор КЭП-12У, который совместно с клапанами давления и золотниками обеспечивает автоматический режим работы смазочной системы по заданной программе.

Для механизации трудоемких операций при ремонтных, такелажных и вспомогательных работах драга оборудована достаточно мощной и разветвленной сетью подъемно-транспортных средств и приспособлений: мостовые и стреловые краны, электротали, лебедки различного назначения грузоподъемностью от 0,5 до 20 тс.

Осмотр и мелкий ремонт подводных конструкций драги проводят с использованием имеющегося комплекта легководолазного снаряжения — акваланга типа АВМ-1м, гидрокомбинезона типа ДК-2 и воздушного компрессора ДУ-200 с индивидуальным дизельным приводом на давление 200 кгс/см^2.

Для поддержания в производственных и бытовых помещениях надстройки положительной температуры драга оснащена паровой и местной воздушно-электрической системами отопления. Система парового отопления питается от судового парового котла КВС-68/1А речного типа паропроизводительностью 4 т/ч при рабочем давлении пара 8 кгс/см^2. При наружной температуре воздуха —48° С система отопления обеспечивает устойчивые температуры в корпусе надстройки от +4° С на стакере до +14 ÷ +22° С в помещениях производственного и бытового назначения.

Драга оснащена приборами, устройствами и системами автоматизации, позволяющими систематически получать четкую информацию о текущей работе драги. В частности, предусмотрена установка комплексного прибора по контролю за параметрами драгирования, в качестве датчиков которого используются синусо-косинусные линейные и масштабные вращающиеся трансформаторы ВТ, устанавливаемые на черпаковой раме, на крено-дифферентомере КДМ-2, тахометрические датчики, устанавливаемые на приводах черпающего и маневрового аппаратов, датчик ПДК-3 — комплекс, показывающий текущее значение угла маневрирования и величину угловой скорости драги, и другие.

Форма забоя в плане и сечении регистрируется двухкоординатным потенциометром ЭП-К-01, а полнота отработки забоя и зачистки плотика — дражным звуколокатором модели ДЗЛ.

10. Драга 600Д с черпаками 600 л (вып. 1960 г.)

Драга, изготовляемая ИЗТМ им. В. В. Куйбышева, уникальна по размерам, мощности и глубине черпания. Опытно-промышленный образец эксплуатируется в комбинате Лензолото. Размещена

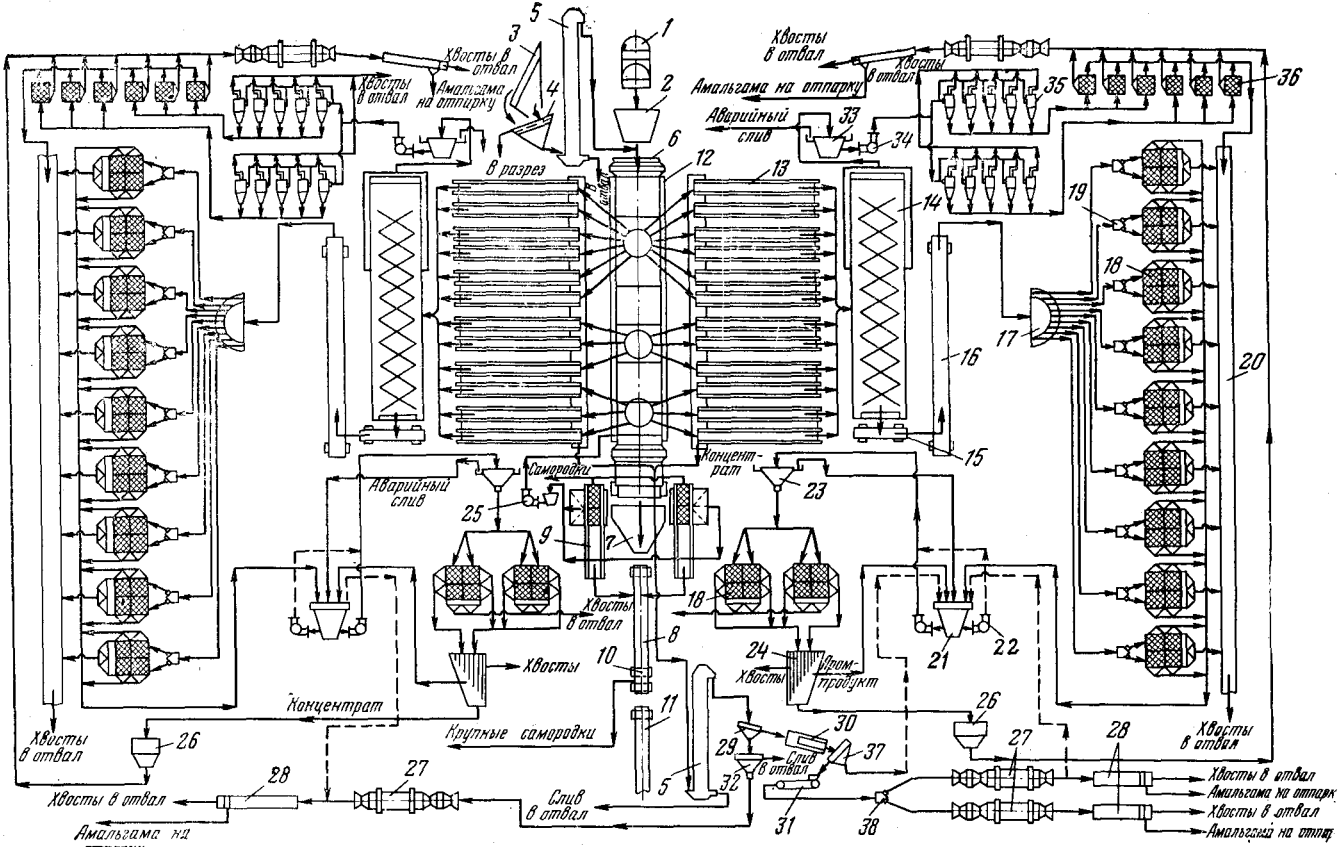

Хвосты в отвал
Амальгама на отпарку
Аварийный слив
В разрез
Самородки
Концентрат
Крупные самородки
Слив в отвал
Промпродукт
Амальгама на отпарку

Рис. 48. Технологическая схема обогащения песков на драге 600Д (вып. 1960 г.):
1 — черпающее устройство; *2* — завалочный люк; *3* — грохот колосниковый; *4* — грохот вибрационный ГИК-2; *5* — ленточный элеватор ЭЛС-250; *6* — бочка промывочная; *7* — галечный лоток; *8* — промежуточный конвейер; *9* — самородкоулавливающая отсадочная машина ОМТ-1-1050 с механической разгрузкой концентрата; *10* — электронный самородкоуловитель крупного класса; *11* — главный конвейер (стакер); *12* — распределитель; *13* — двухъярусные саморазгружающиеся шлюзы с подвижным резиновым покрытием; *14* — классификаторы; *15* — промежуточный конвейер; *16* — конвейер; *17* — девятиструйный пульподелитель; *18* — отсадочная машина МОД-4; *19*, *38* — двухструйный пульподелитель; *20* — хвостовая колода; *21* — зумпф пескового насоса; *22*, *25* — песковые насосы НПГ-3; *23* — обезвоживающий конус; *24* — концентрационный стол АСК-1; *26* — амальгамационный шлюз; *27* — концентрационные столы; *28* — элеватор ЭДМ-90; *29* — грохот ВГД×1200; *30* — шлюз; *31* — питатель ПЛ-5; *32* — обезвоживающий конус; *33* — зумпф насоса 18НДС; *34* — насос 18НДС; *35* — гидроциклон 1500; *36* — пульсатор; *37* — грохот колосниковый обезвоживающий

она на плоскодонном стальном понтоне цельносварной конструкции с поперечно-продольной системой набора, который при размерах корпуса 112,6 × × 32,6 м, высоте борта 5 м и средней осадке 3,7 м обеспечивает нормальную плавучесть драги при водоизмещении ее в рабочем состоянии соответственно в летних и зимних условиях эксплуатации 10 814 и 10 894 т.

Черпаковая цепь драги состоит из 168 черпаков с шагом 1150 мм, цельнолитых из высокомарганцовистой стали Г13Л или с заклепочным присоединением козырька. Рабочая скорость черпаковой цепи регулируется посредством ввода сопротивлений в цепь ротора электродвигателей главного привода в пределах 17,8—22,2 черп/мин. Наибольшая высота забоя, срабатываемого черпаками, 60 м при мощности надводного борта россыпи 10 м и предельной подводной глубине черпания 50 м. Среднечасовая производительность драги при разработке песков средней промывистости 300—450 м³/ч.

Система двухплечевого главного привода включает четыре сблокированных синхронно работающих электродвигателя переменного тока напряжением 380 в, мощностью по 230 квт каждый, которые через закрытые редукторы с общим передаточным числом 184,15 обеспечивают вращение верхнего черпакового барабана со скоростью 3,2 об/мин.

Оригинальна также конструкция рамного подъемника, включающая четыре совмещенных однобарабанных лебедки с индивидуальными синхронно работающими электроприводами мощностью по 160 квт, каждая из которых через закрытую редукторную передачу с передаточным числом 282 обеспечивает при номинальной скорости вращения барабана 2,08 об/мин максимальное тяговое усилие рамоподъемного каната 58,2 тс при линейной скорости его намотки 0,342 м/сек.

Дезинтеграция и первичная классификация добываемых пород производятся в барабанном грохоте (бочке) с семью основными и восьмым дополнительным ставами перфорированных листов, диаметр которых 3,2 м, длина сеющей части грохота 15,26 м. Привод бочки фрикционно-роликового типа оснащен индивидуальным электродвигателем мощностью

250 квт, который через закрытый редуктор с передаточным числом 28,405 обеспечивает скорость вращения грохота 8,7 об/мин. Обогащение песков и улавливание металла осуществляются по шлюзоотсадочной схеме (рис. 48) с использованием двухъярусных поперечных саморазгружающихся шлюзов с подвижным резиновым покрытием и автоматизированным сполоском, производящимся по заданной программе с помощью командных электропневматических приборов, и диафрагмовых сдвоенных 4-камерных отсадочных машин МОД-4, работающих на хвостовой фракции шлюзов, предварительно обезвоживаемой спиральными классификаторами, оснащенными пьезометрическими регуляторами плотности пульпы типа ПРП. Технологическое водоснабжение обогатительного процесса обеспечивается центробежными насосами общей производительностью 13 000 м³/ч.

Для наиболее полного извлечения металла крупной фракции на выходе бочки промытую гальку контролируют самородкоулавливающей отсадочной машиной и электронным самородкоуловителем, хвосты удаляются в отвал ленточным стакером с длиной между центрами барабанов 90 м и шириной ленты 1400 мм при скорости ее движения 1,75 м/сек. Хвосты отсадочных машин транспортируются в эфельные отвалы кормовыми колодами. Во избежание подиливания забоя при отработке пород на предельной глубине черпания драга оснащена эжекторной установкой и землесосами 12Р-7, которые по трубопроводу направляют отсасываемые из забоя эфеля за гребень галечного отвала.

Электроэнергией драга снабжается от береговой подстанции переменным трехфазным током напряжением 6 кв. Общая установочная мощность силовых электроприемников, установленных на драге, 7300 квт. Управление приводами основных агрегатов — централизованное, элекропневматическое. Для создания максимальных удобств и упрощения обслуживания, а также автоматизации и диспетчеризации производственных процессов драга оснащена современными средствами автоматики. В частности, предусмотрена установка двух систем промышленного телевидения — системы ДТУ с выносными видиоконтрольными устройствами и системы ПТУ-ОМ1 с видиоконтрольным устройством типа ВКП-47; противосходового устройства ПСУ-3; маятникового кренодиферентомера ДКМ-2; указателя положения свай УПС-4; глубиномера ДГ-00; лагометра ЛПР-53; датчиков уровня воды в отсеках понтона и других приборов.

Для связи с внутренними помещениями и береговыми коммуникациями драга оснащена разветвленной телефонной сетью с директорским коммутатором и производственной громкоговорящей связью типа ПГСПЗ-120.

Смазочная система драги включает автоматические станции густой и жидкой смазки. Централизованная густая смазка осуществляется

от автоматически действующих станций конечного (САГ-500КМ) и петлевого (САГ-500ПМ) типов, работающих по заданной программе от командных пневмоэлектрических приборов КЭП-12У, а также от пяти переносных станций СРГ-8. Жидкая система централизованной смазки предусмотрена от винтовых насосов МВП-10 и БГ11-11А.

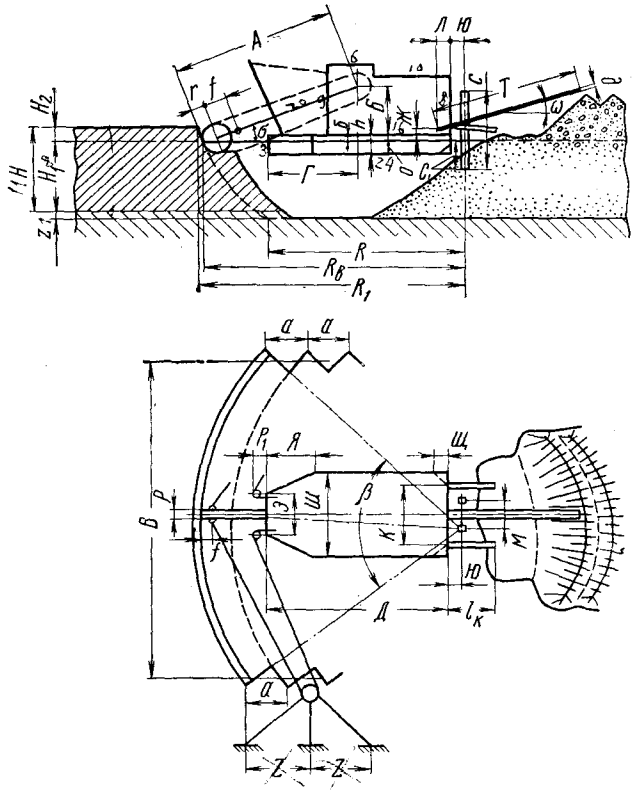


Рис. 49. Схема основных конструктивных размеров драги и параметров разреза

Для проведения профилактических осмотров, ремонтов и аварийных работ в подводной части разреза драги укомплектована водолазной станцией и снаряжением, позволяющими вести подводные работы на глубине до 60 м. Большие размеры и значительный вес дражных узлов и деталей предопределили высокую степень оснащения драги мощным подъемно-транспортным оборудованием. В частности, крановое хозяйство включает установку кранов грузоподъемностью от 5 до 40 тс. В верхней части надстройки предусмотрен башенный стреловой кран грузоподъемностью 10/5 тс при вылете стрелы 11/22 м. Колея ж.-д. пути для этого крана 8 м, длина 116 м, благодаря чему

Таблица 74

Основные конструктивные размеры современных моделей многочерпаковых драг отечественного производства (см. рис. 49)

Показатели	Условные обозначения	Завод-изготовитель, модель драги и год ее разработки						
		Иркутский завод тяжелого машиностроения им. В. В. Куйбышева (ИЗТМ)					Пермский машиностроительный завод им. В. И. Ленина	
		80Д, 1969 г.	150Д, 1965 г.	250Д; 250ДШ, 1958—1969 гг.	250ДУ, 1972 г.	600Д, 1960 г.	ОМ-431, 1958—1966 гг.	ОМ-417, 1971 г.
Емкость черпака, л	E	80	150	250	250	600	380	400
Наибольшая подводная глубина черпания, м	H_1	6	8—9	12	12	50	30	17
Наибольшая высота надводного борта россыпи, срабатываемая черпаками, м	H_2	1	2	3,5	3	10	4	1
Скорость движения черпаковой цепи, черп/мин	n	14—32	21—30	До 35	До 35	18—22	22	18—28
Размеры черпака, мм:								
высота	$h_ч$	650	872	1057	900	1440	1230	1265
шаг	$t_ч$	540	712	835	1050	1150	1040	1040
Радиус черпания на нижнем барабане, м	r	1,1	1,4	1,7	1,8	2,4	2,1	2,1
Ширина режущей части черпака, мм	p	650	1000	1070	1100	1680	1290	1325
Длина черпаковой рамы между осями барабанов, м	A	17	23,7	31,7	31,5	92	58	41
Предельный угол наклона черпаковой рамы, град:								
в верхнем положении	σ	17,5	17	15	15	5,5	8,6	15
в нижнем положении		45	45—48	45	45	45	45	45
Высота установки оси верхнего барабана над палубой понтона, м	$Б$	6,5	9,4	10,8	11,2	16	12,1	13
Расстояние от носа понтона до вертикальной оси верхнего барабана, м	$Г$	9,6	14,4	19,2	21	67,2	33,6	24
Длина понтона, м	$Д$	24	36	42,8	46,8	112,8	62	52,8
Ширина понтона, м	$Ш$	12	17	18,6	19	32,6	24	24
Ширина понтона в носовой части, м	$Э$	6,3	9,4	9	10,5	12,6	16,1	14
Длина носового скоса по борту, м	$Я$	4,8	6,8	9,4	8,7	21,8	7,5	9,7
Высота понтона, м	h	2,2	2,6	3	3,3	5	3,5	3,4

Продолжение табл. 74

Показатели	Условные обозначения	Завод-изготовитель, модель драги и год ее разработки						
		Иркутский завод тяжелого машиностроения им. В. В. Куйбышева (ИЗТМ)					Пермский машиностроительный завод им. В. И. Ленина	
		80Д, 1969 г.	150Д, 1965 г.	250Д; 250ДШ, 1958—1969 гг.	250ДУ, 1972 г.	600Д, 1960 г.	ОМ-431, 1958—1966 гг.	ОМ-417, 1971 г.
Средняя осадка понтона, м	O	1,7	1,8	2	2,5	3,7	2,7	2,5
Средняя высота надводного борта понтона, м	$б$	0,5	0,8	1	0,8	1,3	0,8	0,9
Полная длина свай, м	C	12	15	18,3	21,5	28	26	23
Длина скоса в корме понтона, м	$Щ$	—	2	—	3,4	4,8	4	4,8
Расстояние от верхнего свайного направляющего до палубы понтона, м	—	5,85	6,5	7,6	10,3	14,5	11,3	11,5
Наибольшая подводная длина свай, м	C_1	5	7	9,4	9	10,9	12,4	9
Расстояние между сваями, м	M	3,2	4,5	5,2	5,2	8	5,7	6
Длина наконечника сваи, м	$Л_с$	1	1	1,7	2,4	3,2	3,05	3,05
Расстояние от оси понтона до оси свай, м	$Ю$	0,7	0,96	0,95	1,4	1,75	1,23	1,5
Длина отвалообразователя (стакера) от оси опоры до оси верхнего барабана, м	T	21,2	26	33,2	32,3	90	64,8	51
Высота установки оси нижнего барабана (опоры) стакера над палубой понтона, м	$Ж$	1	1,7	1,6	2,1	2,1	1,65	3,6
Расстояние от кормы понтона до оси опоры стакера, м	$Л$	2,9	3	4,4	3,6	3	4,8	4,8
Рабочий угол наклона рамы стакера, град	$ω$	18	18	16	16	18	18	18
Толщина рамы отвалообразователя у верхнего барабана, м	$∂$	0,6	0,8	1,3	1,3	1,5	0,8	1,4
Длина кормовых колод, м	$l_к$	6	6,7	10	8,8	15	11,5	17
Ширина установки кормовых колод, м	K	11,3	15,9	17,4	17,2	30,8	22,6	22

Продолжение табл. 74

Показатели	Условные обозначения	Завод-изготовитель, модель драги и год ее разработки						
		Иркутский завод тяжелого машиностроения им. В. В. Куйбышева (ИЗТМ)					Пермский машиностроительный завод им. В. И. Ленина	
		80Д, 1969 г.	150Д, 1965 г.	250Д; 250ДШ, 1958—1969 гг.	250ДУ, 1972 г.	600Д, 1960 г.	ОМ-431, 1958—1966 гг.	ОМ-417, 1971 г.
Расстояние между краевой точкой режущей части черпака и торцовой крышкой подшипника нижнего черпакового барабана, м	$У$	0,2	0,6	0,6	0,8	0,95	0,85	0,86
Расстояние от оси н. ч. б. до рыма крепления носового каната к черпаковой раме, м	f	0,9	1,8	2,2	1,2	3,05	2,7	3,5
Расстояние от носа понтона до центра носового ролика бегучего такелажа, м	$l_р$	0,3	0,35	0,7	0,6	16	0,9	0,9
Радиус носового ролика, м	$r_р$	0,25	0,25	0,3	0,4	0,5	0,4	0,5
Расстояние от носа понтона до точки схода маневрового каната с носового ролика, м	P_1	0,55	0,6	1	1	15,5	1,3	1,4

кран может обслуживать все верхние узлы драги и принимать детали с борта разреза. Кроме того, над главным приводом установлен мостовой кран грузоподъемностью 40/10 тс с пролетом 10,5 м, а вдоль нижней палубы с каждой стороны понтона — два 10-тонных мостовых крана. Для погрузочно-разгрузочных работ у бортов понтона имеются четыре бортовых консольных крана с вылетом стрелы 2,2 м и четыре вспомогательные лебедки. Разветвленная сеть электрических талей, кошек, лебедок и других средств механизации такелажных работ предусмотрена также внутри производственных помещений драги. Для транспортной связи между пятью этажами надстройки установлен пассажирский лифт грузоподъемностью 350 тс с высотой подъема 18,65 м и скоростью движения кабины 0,65 м/сек. Драга имеет также хорошо укомплектованную электросварочную и электромеханическую мастерские с достаточно мощным станочным парком.

11. Сравнительные данные по размерам и параметрам отечественных драг

Основные конструктивные размеры и важнейшие параметры (рис. 49) современных моделей многочерпаковых драг отечественного производства приведены в табл. 74.

Глава III

КОНСТРУКТИВНЫЕ УЗЛЫ, АГРЕГАТЫ И ОБОРУДОВАНИЕ МНОГОЧЕРПАКОВЫХ ДРАГ

12. Проверка соответствия конструктивных размеров драги параметрам россыпи

Для обеспечения полноты выемки песков, снижения потерь и разубоживания полезного ископаемого, а также повышения общей эффективности добычных работ необходимо при установке типовых драг и в процессе отработки отдельных блоков (участков) с невыдержанными параметрами проверять соответствие основных конструктивных размеров стандартных агрегатов драги конкретным горно-геологическим условиям залегания россыпи. Такая проверка позволяет практически установить не только предельные рабочие параметры дражного разреза (забоя), которые могут быть выдержаны данной драгой, но и определить целесообразные границы ее производительного использования. Из основных рабочих параметров драги следует проверять расчетами длину черпаковой рамы, кормовых колод рамы стакера, длину свай.

13. Общие сведения о конструктивных узлах

Современная многочерпаковая драга включает разнообразное оборудование и устройства, которые по особенностям конструктивного исполнения, последовательности установки в технологическом потоке и назначению могут быть обобщены в виде следующей классификации.

Понтон. Металлоконструкции: суперструктура, передняя мачта, задняя мачта, надстройка.

Черпающее устройство: черпаковая рама, нижний барабан, поддерживающий или направляющий барабан, подчерпаковые ролики, черпаковая цепь, подвес черпаковой рамы, главный привод, рамоподъемная лебедка.

Маневровое устройство: носовые лебедки, многобарабанная (папильонажная) или резервная маневровая лебедка, бегучий такелаж, сваи с подвесом и направляющими.

Обогатительное оборудование: завалочный люк и уловитель, бочка с приводом, распределитель, улавливающие устройства (шлюзы, колоды, отсадочные машины, винтовые сепараторы), доводочная аппаратура.

Оборудование для удаления гальки и торфов: главный конвейер (стакер) с приводом, подвес главного конвейера с лебедкой, галечный лоток, лоток подсыпки гальки под сваи, эфелеудаляющие колоды и лотки.

Насосы и трубопроводы.

Подъемно-транспортное оборудование и вспомогательные лебедки.

Электропневматическое и рычажное управление.

Электрооборудование, сигнализация и связь. Смазочная система. Система отопления. Противопожарное, спасательное и противоаварийное оборудование.

14. Понтон

Понтон представляет собой металлическое плоскодонное судно сварной конструкции, предназначенное для поддержания драги в плавучем состоянии и размещения на нем оборудования.

В качестве материала для изготовления понтона используют прокатную сталь для судостроения марки М16С (ГОСТ 6713—53) и сталь марки В. Ст.3 спокойной плавки (ГОСТ 380—60).

По устройству системы внутренних элементов жесткости различают понтоны с поперечной системой набора, с поперечно-продольной системой набора и ящичного (секционного) типа. Наиболее распространен понтон с поперечно-продольной системой набора.

Трюмная часть понтона обычно разделяется металлическими переборками на несколько отсеков, каждый из которых имеет входные палубные люки с герметичными запорами. Носовая и кормовая части, а также периметр рамного прореза, т. е. участки понтона, наиболее часто подверженные повреждениям, ограждены небольшими по объему изолированными друг от друга водонепроницаемыми отсеками. Остальные трюмные отсеки сообщаются между собой переходными лазами. Техническая характеристика понтонов современных типов крупнолитражных драг отечественного производства приведена в табл. 75.

Существует ряд приборов, сигнализирующих о наличии воды в отсеках понтона. Одним из них является сигнализатор СУВ-62м.

Таблица 75

Техническая характеристика стальных понтонов многочерпаковых драг отечественного производства

Показатели	Модель драги			
	150Д	250Д, 250Дш	ОМ-431 (380 л)	ИЗТМ 600Д
Подводная глубина черпания при угле наклона черпаковой рамы 45°, м	8	12	30	50
Длина понтона, м	36	42	62	108
Ширина понтона, м	17	18,2	24	32,6
Высота бортов понтона, м	2,6	3	3,5	4,5
Ширина носовой части понтона, м	9,2	9	16,1	12,6
Длина бортового скоса, м	7,2	9,6	7,5	21,8
Длина кормового скоса, м	1,8	—	4	2,4
Высота кормового скоса, м	1,8	—	1,5	3,4
Длина рамного прореза, м	13,2	16,4	31,2	64,8
Ширина рамного прореза, м	1,8	2	2,7	3,4
Средняя осадка понтона, м	1,8	2,1	2,3	3,3
Количество водонепроницаемых отсеков	26	12	14	39
Конструкция понтона	Сварная			
Система набора	Поперечно-продольная			
Количество шпангоутов по длине корпуса понтона, шт.	60	72	73	180
Шпация (расстояние между шпангоутами), мм	600	600	800	600
Толщина стальных листов обшивки, мм:				
днища	6	6	8—11	10—12—16
бортов	6	6	8	10—12—16
палубы	5	5	6	8—12—16
переборок	6	6	8—12	10—12—16
прореза	10	12	12	12
Конструктивная масса, т:				
корпуса понтова	150,1	213,4	618	2429
понтона с подкреплениями под механизмы	153,1	219,2	649	2547,5

Датчиком СУВ-62м служит электрод, на котором напряжение относительно корпуса не превышает 12 в, что соответствует современным нормам техники безопасности.

При отсутствии воды в понтоне сигнальная лампа светится неполным накалом, при появлении воды в отеске — полным.

15. Металлоконструкции

Металлоконструкции включают главные фермы (суперструктуру), переднюю и заднюю мачты и надпалубную надстройку. Суперструктура и мачты служат для придания жесткости и восприятия стати-

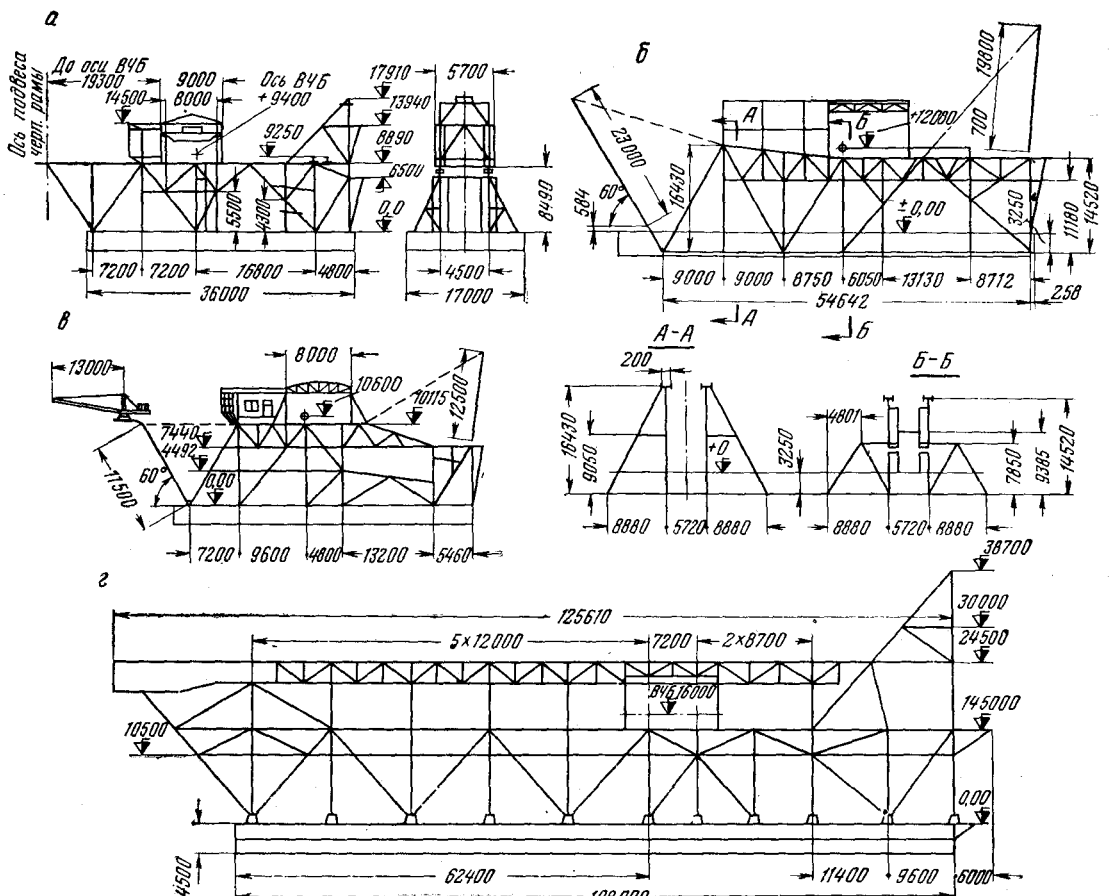


Рис. 50. Схема суперструктуры с жестким (*а*, *г*) и шарнирно-гибким (*б*, *в*) соединением передней и задней мачт, применяемые на современных драгах различной мощности:

а—драга 150Д (вып. 1965 г.) ИЗТМ; *б* — 380-л драга ОМ-431 (вып. 1966 г.); *в* — драга 250Дш (вып. 1966 г.) ИЗТМ; *г* — драга 600Д (вып. 1960 г.) ИЗТМ

ческих и динамических нагрузок, возникающих в механизмах и элементах драги во время ее работы. В зависимости от модели драги схемы расположения суперструктуры и соединения передней и задней мачт с понтоном конструктивно отличаются друг от друга (рис.50). Задняя и передняя мачты могут быть соединены с суперструктурой с помощью жестких (150-л и 600-л драги ИЗТМ) или шарнирно-гибких (250-л драга ИЗТМ, 380-л драга ОМ-431) связей.

Каркас и обшивку надстройки, как правило, изготовляют из профильной и листовой стали с утеплением минеральным войлоком, пенопластом, мипорой или другими термоизоляторами. Основные технические данные металлоконструкций современных драг отечественного производства приведены в табл. 76.

Таблица 76

Характеристика конструкций суперструктуры, мачт и надстройки современных драг

Показатели	Модель драги			
	150Д	250Д, 250Дш	ОМ-431 (380 л)	ИЗТМ 600Д
Конструкция суперструктуры и мачт	Сварная			
Высота передней фермы, м	8,89	10,12	16,43	24,50
Высота задней фермы, м	8,89	7,44	14,52	14,50
Масса суперструктуры, т	115,0	124,0	312,7	2029
Высота передней мачты, м	8,89	11,5	23,0	24,50
Крепление передней мачты	Жесткое	Шарнирное		Жесткое
Количество канатов в растяжках	—	4	12	—
Диаметр каната, мм	—	56	73	—
Масса передней мачты, м	—	33,40	94,80	—
Высота задней мачты, м	9,02	12,50	19,30	24,20
Крепление задней мачты	Жесткое	Шарнирное		Жесткое
Количество пар канатов в растяжках	—	2	4	—
Диаметр канатов растяжек, мм	—	47	62	—
Масса задней мачты, т	—	12,20	37,00	—
Материал обшивки надстройки	Тонколистовая сталь			
Масса надстройки, т	159,5	245	429	1326

16. Черпающее устройство

Черпающее устройство включает черпаковую раму с подчерпаковыми роликами, барабанами и подвесом, черпаковую цепь, рамный подъемник и главный привод. Черпаковая рама представляет собой массивную стальную балку сварной или клепаной конструкции, состоящую из 5—9 секций, по весу и размером удобных для транспортирования. Общий вид черпаковой рамы 250 и 600 л драг приведен на рис. 51. Нижние концевые отливки рамы служат опорами

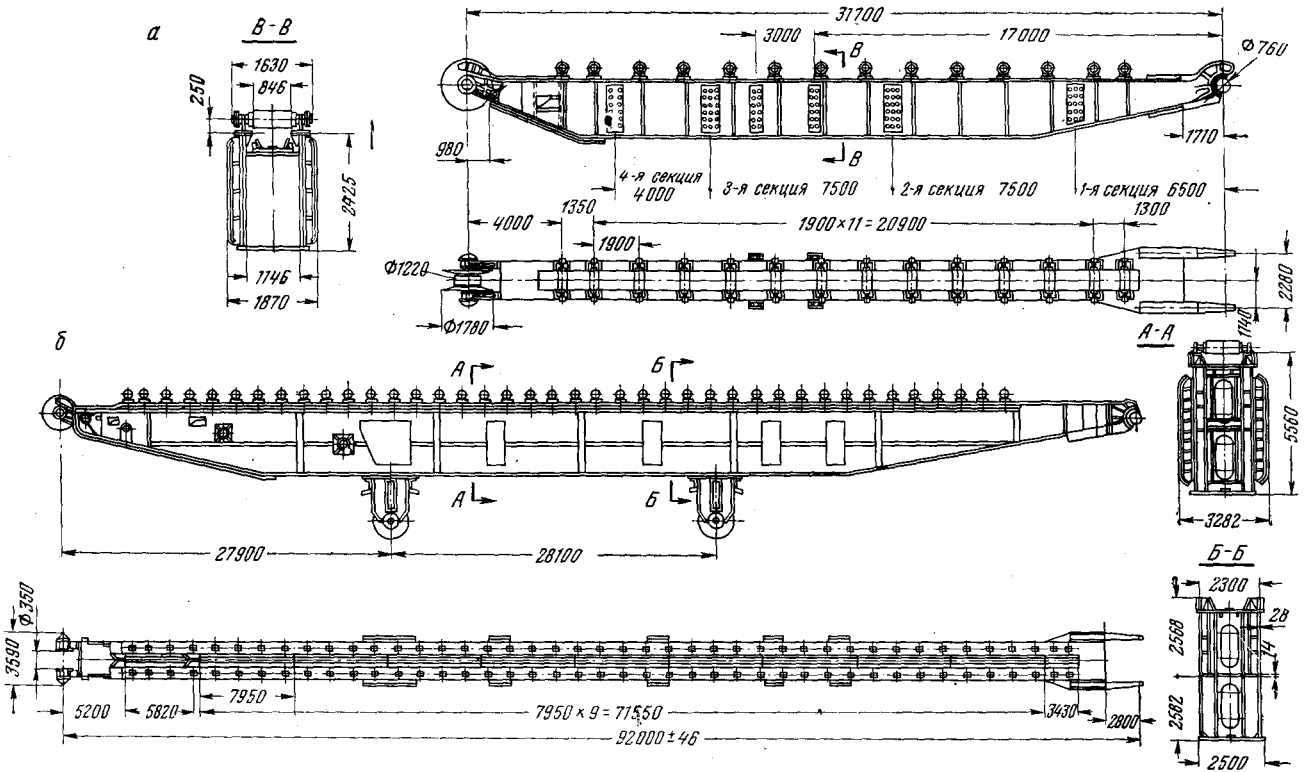


Рис. 51. Общий вид конструкции черпаковой рамы драг 250Д (*а*) и 600Д (*б*) с двумя поддерживающими барабанами

для нижнего черпакового барабана, а также местом крепления тяг подвеса и носовых маневровых канатов. К верхней части рамы приклепаны литые наконечники, на которых рама поворачивается в вертикальной плоскости в подшипниках верхнего черпакового барабана. На верхнем поясе рамы установлены подчерпаковые ролики, по которым движется груженая ветвь черпаковой цепи.

Для поддержания рамы на нужной высоте, а также для ее подъема и опускания служит подвес, состоящий из двух полиспастов, сблокированных между собой уравнительным коромыслом или блоком. Нижние блоки каждого полиспаста прикрепляются к раме (в зависимости от мощности драги) с помощью одно-, двух или трехтяговой подвески с шарнирным соединением. Подъем и опускание черпаковой рамы осуществляются посредством рамного подъемника, управляемого из драгерского помещения. Технические данные рамоподъемных лебедок современных драг приведены в табл. 77, а конструктивные параметры черпакового устройства — в табл. 78.

Таблица 77

Техническая характеристика рамоподъемных лебедок современных драг

Показатели	Модель драги			
	150Д	250Д, 250Дш	ОМ-431 (380 л)	ИЗТМ 600Д
Тип рамного подъемника	Двухканатный			Четырехканатный
Количество барабанов,	2	2	1 сдвоенный	4
Диаметр барабана, мм	600	700	1300	3150
Диаметр каната, мм	24,5	33,5	44	67
Канатоемкость барабана, м	81	100	400	335
Количество и мощность приводных электродвигателей, квт	2×30	2×60	1×250	4×160
Скорость вращения двигателей, об/мин	720	578	730	587
Напряжение, в	380	380	380	380
Количество тормозов	4	4	2	8
Расчетный тормозной момент, кгс·м	800	1000	—	4000
Передаточное число привода	48,57	48,57	125,8	282
В том числе:				
редуктора	48,57	48,57	27,34	32,6
открытой зубчатой пары	—	—	4,6	8,67
Максимальная скорость вращения барабана, об/мин	14,8	11,9	5,8	2,08
Линейная скорость намотки каната на барабан, м/сек	0,515	0,459	0,408—0,462	0,342
Общая масса подъемника, т	7,3	12,1	29,6	201,3

Таблица 78

Техническая характеристика черпающего устройства современных драг

Показатели	Модель драги			
	150Д	250Д, 250Дш	ОМ-431 (380 л)	ИЗТМ 600Д
Длина черпаковой рамы между осями барабанов, м	28,7	31,7	58	92
Ширина рамы между фермами, м	1,1	1,15	1,66	2,3
Высота рамы, м	2	2,43	3,46	5,56
Высота сливного желоба, мм	150	200	310	376
Ширина направляющих подушек, мм	306	344	444	491
Общая ширина рамы, м	1,71	1,87	2,55	3,282
Масса черпаковой рамы, т	39,7	67,8	186,9	505,7
Количество подчерпаковых роликов, установленных на раме	11	14	26	41
Расстояние между осями роликов, мм	1700	1350	2000	2000
Масса подчерпаковых роликов, т	4,9	8,5	24,3	92,9
Масса поддерживающих барабанов, установленных на черпаковой раме, т	—	—	21,6	2 × 30,4
Масса подчерпаковых барабанов, т	—	6,3	—	17,6
Диаметр рабочего цилиндра нижнего черпакового барабана, мм	1050	1220	1700	1900
Масса нижнего черпакового барабана, т	4,8	6,3	14	30
Количество полиспастов в подвесе черпаковой рамы	2	2	2	2
Количество роликов в полиспасте	8	8	12	12
Количество тяг в подвесе	2	2	6	6
Количество и длина рамоподъемных канатов, м	2 × 130	2 × 220	2 × 450	4 × 470
Диаметр рамоподъемного каната, мм	24,5	33,5	43,5	67
Масса рамного подвеса, т	7,3	11,1	112	237,3
Масса черпаковой цепи, т	54,7	97,3	234,3	488,6

Черпаковая цепь состоит из цельнолитых черпаков (рис. 52), изготовляемых из марганцовистой стали Г13Л. Черпаки снабжены съемными козырьками, отлитыми из той же стали и соединяющимися с ними посредством заклепочного или замкового (беззаклепочного) соединения (рис. 53). В бесконечную цепь черпаки сочленяются с помощью пальцев из кованой хромоникелевой или хромоникельмолибденовой стали. Черпаки армируют съемными полувтулками из марганцовистой стали Г13Л для предотвращения повышенного износа их заднего уха. Конструктивные параметры дражных черпаков и пальцев приведены в табл. 79.

В последние годы в зарубежной практике широко используются черпаки с беззаклепочным соединением козырька клиновыми зам-

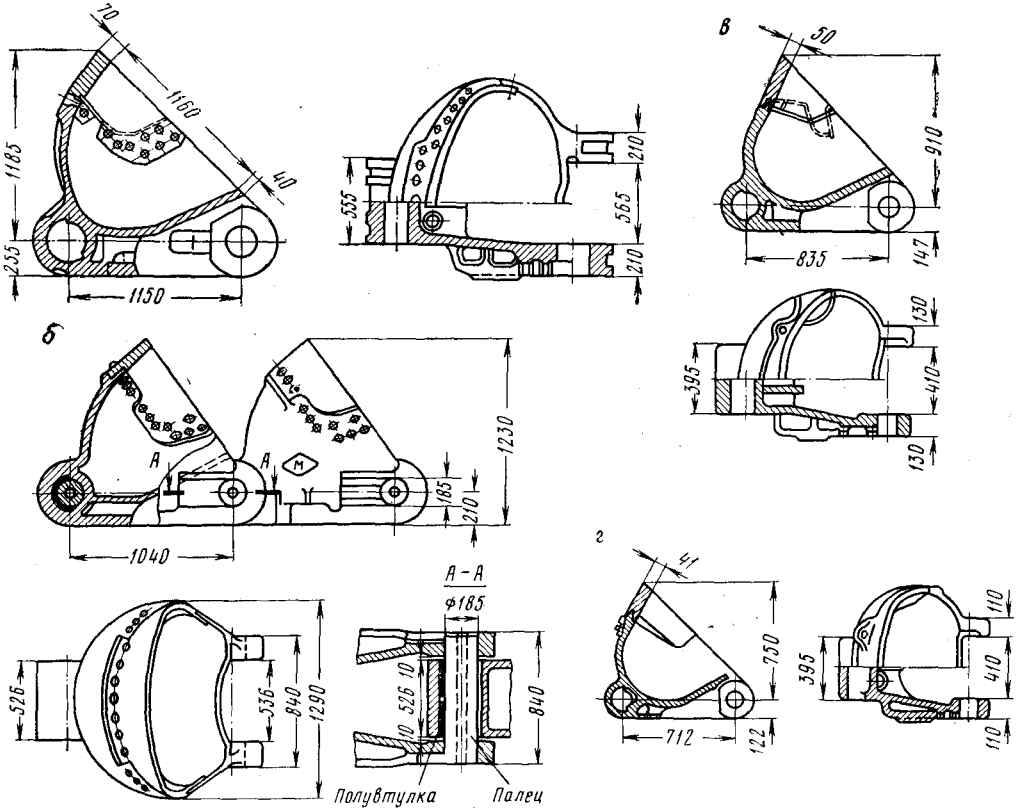


Рис. 52. Конструкции черпаков, применяемые на современных драгах:

а — емкостью 600 л с заклепочным соединением козырька; *б* — то же, 380 л; *в* — с беззаклепочным соединением козырька емкостью 250 л; *г* — то же, емкостью 150 л

ками с винтовым зажимом (рис. 53, *б*) конструкции фирмы «Осборн-Хэдфилдс» (Англия). Однако с точки зрения обеспечения эффективности выемки пород в забое наиболее рациональны цельнолитые безкозырьковые черпаки, обладающие оптимальной формой очертания кузова.

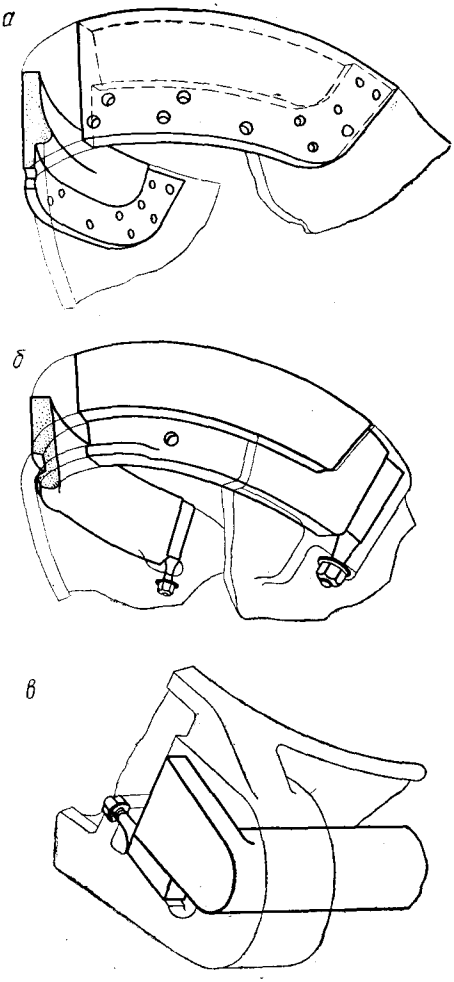


Рис. 53. Элементы крепления съемных козырьков и черпакового пальца с конической лапой к корпусу черпака:

а — заклепочное крепление козырька; *б* — беззаклепочное крепление козырька клиновым замком с винтовыми зажимами; *в* — клиновой замок для жесткого присоединения пальца с конической лапой типа «Кент» к корпусу черпака

Наименьший износ конструктивных элементов и длительные сроки эксплуатации черпающего аппарата драг, особенно работающих в тяжелых горно-геологических условиях, достигаются при плотной посадке полувтулок и пальцев в черпаке и жестком их креплении к корпусу. Эти условия удовлетворяются при использовании черпаков, оснащенных разъемными полувтулками с распорными клиновыми шпонками, и черпаковых пальцев с конической лапой, жестко прикрепляющейся к корпусу черпака клиновым запором типа «Кент» (рис. 53, *в*).

При работе драги черпаковая цепь приводится в движение от главного привода. Наиболее широко распространены двухплечевые схемы главного привода, позволяющие черпающему аппарату драги развивать относительно высокую производительность. Конструктивно двухплечевой главный привод (рис. 54) включает два или четыре сблокированных синхронно работающих электродвигателя, установленных симметрично с каждой стороны вала верхнего черпакового барабана, с которым они соединены посредством закрытых редук-

Таблица 79

Конструктивные параметры цельнолитых черпаков из стали Г13Л

Показатели	Модель драги			
	150Д	250Д, 250Дш	ОМ-431 (380 л)	ИЗТМ 600Д
Количество черпаков в цепи	77	85	121	169
Масса черпака в сборе, кг	710	1145	1956	2891
Высота черпака, мм	872	1057	1230	1440
Шаг черпака, мм	712	835	1040	1149
Ширина режущей части, мм	1000	1030	1290	1560
Материал пальца — сталь	38ХНЗ ВФЛ	35ХНЗВФ	38ХНМА	38ХНЗВФ
Диаметр пальца, мм	100	137	187	220
Длина пальца, мм	625	670	838	980
Масса пальца, кг	42	88	177	281

торных либо клиноременных и открытых зубчатых передач. Техническая характеристика главного привода современных крупнолитражных драг отечественного производства приведена в табл. 80.

Современные драги оснащены электрическими системами привода переменного и постоянного тока.

Опыт показывает что для наиболее полной загрузки привода легкие породы, обеспечивающие наилучшее наполнение черпаков, необходимо отрабатывать при наибольшей скорости черпания. Для создания оптимального усилия резания, обеспечивающего при выемке тяжелых пород повышенной крепости производительное использование драги, скорость черпания следует уменьшать. Работа черпающего аппарата при выемке тяжелых пород со скоростью выше оптимальной приводит к снижению производительности и полноты отработки забоя, механическим перенапряжениям в элементах черпающего аппарата и значительным динамическим перегрузкам. Наиболее перспективно в этом направлении автоматическое регулирование маневровых лебедок в зависимости от крепости пород разрабатываемого забоя.

В общем случае работа добычного комплекса и маневрового аппарата с переменной скоростью в обратной зависимости от изменения усилия черпания может быть достигнута с помощью систем регулируемого электропривода, работающего при постоянной мощности на валу ($P = Mn \approx \text{const}$) и обеспечивающего создание мягкой гиперболической характеристики a, b, c, d при наличии «упорной» ветви de (рис. 55). Такие системы позволяют развивать максимальную производительность драги при наименьшем удельном расходе

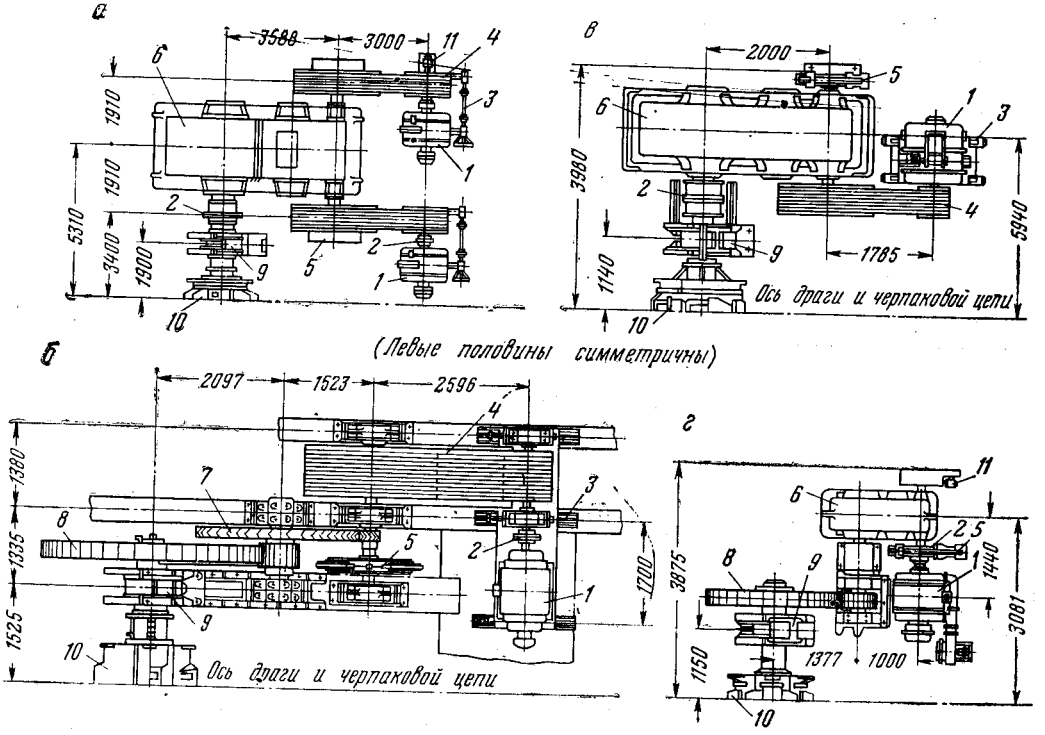


Рис. 54. Схема двухплечевого главного привода современных драг: *а* — драги 600Д; *б* — 380-л драги ОМ-431; *в* — драги 250Д и 250Дш; *г* — драги 150Д; *1*—электродвигатель; *2* — зубчатая муфта; *3* — натяжное устройство; *4* — текстропная передача; *5* — пневматический тормоз; *6* — редуктор; *7* — шевронная зубчатая пара; *8* — прямозубая передача; *9*—подшипники вала верхнего черпакового барабана; *10* — верхний черпаковый барабан; *11* — тахогенератор

электроэнергии. Наиболее рационально применять двигатели постоянного тока с независимым возбуждением, имея в виду возможность работы их при $P = \text{const}$ за счет ослабления магнитного потока.

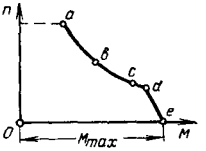


Рис. 55. Характеристика статического момента M в зависимости от изменения скорости вращения n главного привода многочерпаковой драги

Таблица 80

Техническая характеристика главного привода современных драг

Показатели	Модель драги			
	150Д	250, 250Дш	ОМ-431 (380 л)	ИЗТМ 600Д
Тип главного привода . .	Двуплечевой			
Количество граней на верхнем черпаковом барабане	7	6	6	7
Приводные электродвигатели:				
количество	2	2	2	4
тип	АК101-10М *	П112	АК114-10М	АК122-10
мощность, квт	55	85	200	230
скорость вращения, об/мин	570	750	590	590
род тока	Переменный			
напряжение, в	380	230	380	380
Передаточные числа:				
открытой зубчатой пары	4,1	—	55,7	—
закрытого редуктора	32,4	49,25	—	53,1
клиноременной передачи	—	3,29	2,84	3,47
общее привода	132,84	162	158,1	184,2
Скорость вращения верхнего черпакового барабана, об/мин	4,29	4,5	3,73	3,2
Номинальный расчетный момент на валу верхнего черпакового барабана, кгс·м	11 500	—	70 000	—
Конструктивная масса привода, т	32	53,8	76,1	342,5

* В тиристорном электроприводе применяют электродвигатели постоянного тока типа П112 (N=70 квт, n=600/1200 об/мин, U=220 в).

На драгах могут быть применены следующие системы электропривода.

Системы переменного тока. Асинхронный привод с дросселями насыщения (АД — ДН); электропривод на базе гидротрансформаторов (ЭД — ГТ); электромагнитная муфта скольжения — двухскоростной асинхронный двигатель (АД—ЭМ); асинхронный привод с частотным управлением от статического преобразователя на тиристорах (АД — ЧТ); асинхронный машиновентильный каскад (АД — МВК); асинхронный вентильный каскад (АД—ВК).

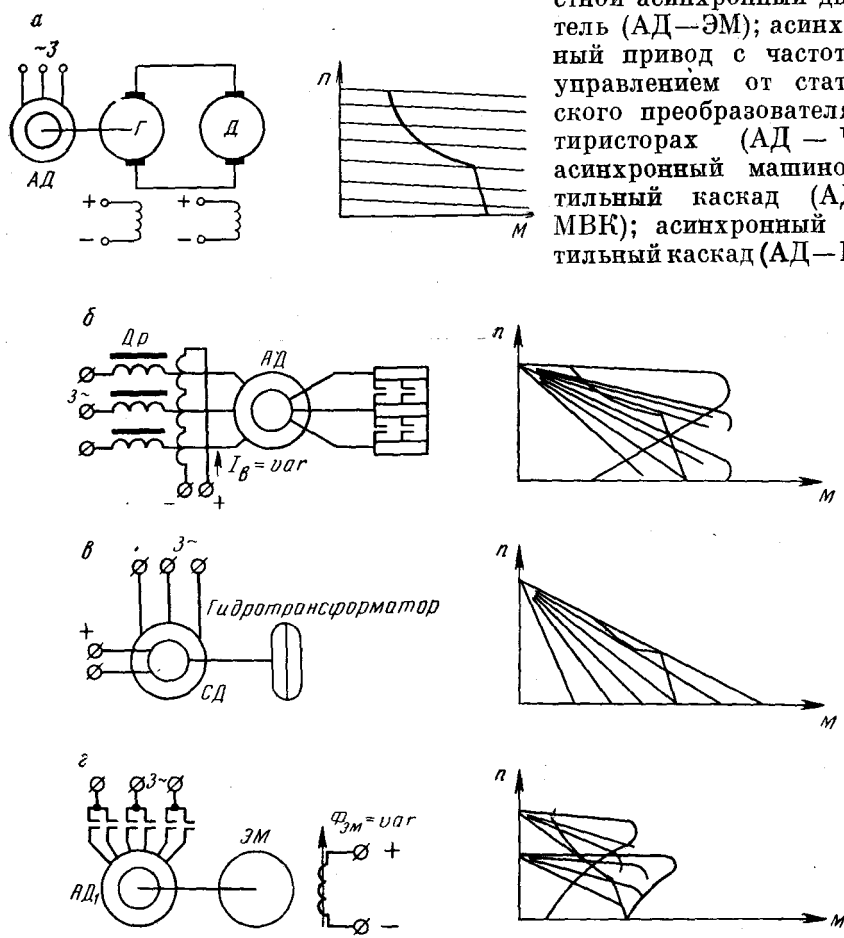


Рис. 56. Принципиальные схемы и механические характеристики систем электропривода черпающего аппарата, применяемых на современных драгах:

а — генератор — двигатель (Г — Д); *б* — асинхронный привод с дросселями насыщения (АД — ДН); *в* — электропривод (ЭД — ГТ); *г* — электромагнитная муфта скольжения — двухскоростной асинхронный двигатель (АД — ЭМ); *АД* — асинхронный двигатель; *Г* — генератор; *Д* — двигатель; *Др* — дроссель насыщения; *СД* — синхронный двигатель; *ЭМ* — электромагнитная муфта скольжения

Системы постоянного тока. Генератор — двигатель (Г — Д); управляемый статический преобразователь — двигатель постоянного тока (УСП — Д); дроссели насыщения — неуправляемый статический преобразователь — двигатель постоянного тока (ДН — СП — Д).

Принципиальные схемы и механические характеристики указанных систем, используемых на драгах в качестве электропривода черпающего аппарата, приведены на рис. 56.

Наиболее перспективной для драг можно считать систему асинхронного привода с частотным управлением от статического преобразователя на тиристорах, а для разработки однородных пород без твердых включений, где нагрузка не является пиковой и условия коммутации удовлетворительны, целесообразны системы со статическими преобразователями и коллекторными машинами постоянного тока.

17. Маневровое устройство

Маневровое устройство предназначено для перемещений драги в забое, включает систему однобарабанных, реже многобарабанных (папильонажных) лебедок для носовых и кормовых маневровых канатов, бегучий такелаж (канаты, ролики, блоки), а также свайное устройство с подвесом, направляющими и упорами.

Маневровые лебедки (табл. 81) с централизованной системой управления обычно имеют регулируемую скорость вращения барабанов, которая изменяется путем переключения зубчатых передач при использовании в качестве привода асинхронных электродвигателей переменного тока или применения регулируемых систем электропривода, обладающих широким диапазоном скоростей вращения.

Для направления и предупреждения от истирания стальных канатов каждая драга снабжена разветвленной системой роликов, блоков и полиспастов, которая в совокупности с канатами называется бегучим такелажем. Поддерживающие и направляющие ролики и блоки изготовляются из литой стали и заключены в обоймы с подшипниками скольжения или качения.

Канатно-свайные драги снабжены двумя сваями, представляющими собой вертикально установленные металлические балки прямоугольного сечения с литым массивным наконечником (башмаком) в нижней части.

Для постоянного сохранения строго вертикального положения и воспринятия рабочих усилий сваи заключены в массивные направляющие с мощными пружинными амортизаторами, а на кормовой обшивке понтона предусмотрен специальный упор.

Подвес каждой сваи включает пару обойм блоков, из которых одна вмонтирована в корпус самой сваи, а вторая подвешена на ригеле (оголовье) задней мачты, образуя полиспаст с кратностью от 8 до 12, в зависимости от мощности драги. Подъем и опускание

Таблица 81

Техническая характеристика однобарабанных носовых и кормовых маневровых лебедок современных драг

Показатели	Модель драги и назначение лебедки						
	150Д		250Д, 250Дш		ОМ-431	600Д	
	носовых канатов	кормовых канатов	носовых канатов	кормовых канатов	носовых канатов	носовых канатов	кормовых канатов
Количество лебедок	2	2	2	2	2	2	2
Диаметр барабана, мм	500	400	570	400	660	1260	750
Диаметр каната, мм	22,5	17,5	25	22	34	50,5	33,5
Номинальное усилие каната на первом и последнем слоях навивки, кгс	7350—5500	3000	13 000—9 100	4300	25 700—18 500	52 800—38 200	25 000—18 800
Линейная скорость навивки каната, м/сек	0,233—0,310	0,136—0,191	0,30—0,07	0,296	0,217	0,169—0,284	0,157—0,212
Электродвигатель:							
тип	П81	МТК211-6	П101	МТКВ411-8	АК101-10М	П121-5К	МТВ610-10
мощность, квт	19	7,5	32	16	55	100	45
скорость вращения, об/мин	1000	680	600/200	695	570	750	575
Масса лебедки, кг	2240	1040	3700	1860	3620	35 140	3063

Таблица 82

Техническая характеристика однобарабанных лебедок, установленных на драгах для свайных канатов и вспомогательных целей

Показатели	Модель драги и назначение лебедки			
	150Д			250Д, 250Д^{ш}
	свайная	вспомогательная		свайная
		носовая	кормовая	
Количество лебедок	2	2	1	2
Диаметр барабана, мм	445	500	400	450
Диаметр каната, мм	19	22,5	17,5	19,5
Канатоемкость барабана, м	85,5	230	250	140
Среднее тяговое усилие лебедки, кгс	4600	5650	3000	9500
Линейная скорость навивки каната на барабан, м/сек	0,35—0,37	0,22—0,3	0,14—0,19	0,34—0,45
Общее передаточное число	48,57	117,82	130,3	—
Электродвигатель:				
тип	МТКВ411-8	МТВ312-6	МТК211-6	МТК51-8
мощность, квт	16	16	7,5	22
скорость вращения, об/мин	685	960	880	698
напряжение, в	380	380	380	380
Тормоз:				
тип	ТКТГ-380М	ТКТГ	ТКТ-200	Колодчный
тормозной момент, кгс·см	8000	3000	1600	5000
Масса лебедки, кг	2160	2240	1040	2840

Продолжение табл. 82

Показатели	Модель драги и назначение лебедки					
	250Д, 250Дш		ОМ-431	600Д		
	вспомогательная		вспомогательная кормовая	свайная	вспомогательная	
	носовая	кормовая			носовая	кормовая
Количество лебедок	1	1	1	2	2	2
Диаметр барабана, мм	570	400	273	1000	400	400
Диаметр каната, мм	25	13	9,3	39	22	22
Канатоемкость барабана, м	314	425	790	120	165	165
Среднее тяговое усилие лебедки, кгс	9650	4300	1375	24 000	4300	4300
Линейная скорость навивки каната на барабан, м/сек	0,26—0,36	0,395	0,31—0,32	0,28	0,309	0,309
Общее передаточное число	88,2	48,57	51,0	112,6	48,57	48,57
Электродвигатель:						
тип	МТ52-8	МТКВ311-6	МТКВ12-6	МТВ612-10	МТКВ411-8	МТКВ411-8
мощность, квт	30	11	4,2	60	16	16
скорость вращения, об/мин	725	930	1075	578	715	715
напряжение, в	380	380	380	380	380	380
Тормоз:						
тип	ТКТГ-300М	ТКТГ-300М	КМТ-102	Колодчный	ТКТГ-300М	ТКТГ-300М
тормозной момент, кгс·см	8000	8000	—	13 800	8000	8000
Масса лебедки, кг	3700	1860	862	15 647	1824	1824

Таблица 83

Основные конструктивные параметры свайного устройства современных драг

Показатели	Модель драги			
	150Д	250Д, 250Д^{ш}	ОМ-431 (380 л)	ИЗТМ 600Д
Предельная подводная глубина черпания, м	9	12	30	50
Общая длина сваи, м	15	18,26	26	28
Сечение сваи, мм	1100×715	1100×715	1550×970	2300×1200
Конструкция сваи	Цельнометаллическая, сварная			
Количество роликов в блоке	4	4	6	6
Диаметр роликов, мм	550	650	900	1400
Расстояние от кормового упора до оси нижней направляющей, мм	813	813	2574	500
Расстояние между свайными направляющими, мм	6723	7255	11 270	14 800
Расстояние от осевой линии верхней направляющей до торца опущенной сваи, мм	1600	1600	1300	1800
Расстояние от оси сваи до кормы понтона, мм	940	940	1230	1750
Расстояние между сваями, м	4,5	5,2	5,7	8
Общая масса свай, т	23,5	34	113,6	133,27
Масса свайных направляющих упоров и подвеса, т	9,77	13,58	22,76	78,81

свай в процессе работы драги и зашагивания ее на новый забой производятся с помощью специальных лебедок, техническая характеристика которых приведена в табл. 82. Основные конструктивные параметры свайного устройства современных драг приведены в табл. 83.

Дистанционный контроль за положением свай осуществляется приборами — один из них УПС-62М. Комплект прибора состоит из двух датчиков, устанавливаемых на верхней площадке свай, и двух индикаторов на пультах управления драгера.

18. Обогатительное оборудование

В зависимости от физико-механических свойств полезного компонента и литологического состава вмещающих пород драги могут

быть оснащены различными обогатительными устройствами, улавливающей и доводочной аппаратурой, позволяющим выделить и извлечь из драгируемой горной массы зерна ценных компонентов с плотностью более 3 г/см³.

Типовые схемы размещения и компоновки обогатительного обору-

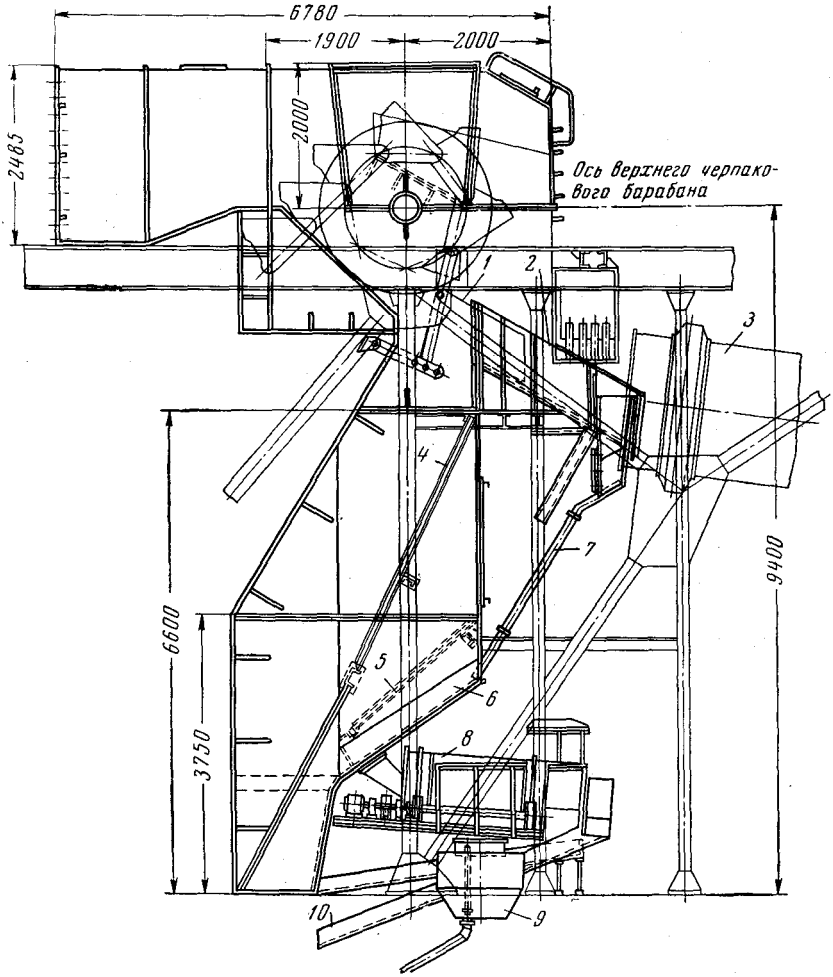


Рис. 57. Устройство подчерпакового уловителя драги ИЗТМ модели 150Д (вып. 1965 г):

1 — подвижной лоток завалочного люка; *2* — корпус завалочного люка; *3* — бочка; *4* — первичный колосниковый грохот; *5* — вторичный колосниковый грохот; *6* — направляющий скат; *7* — оросительная магистраль; *8* — барабанный грохот 1300 × 2200 мм; *9* — сборный зумпф гидроэлеватора; *10* — сливной желоб

дования, применяемые на современных драгах различной мощности, приведены в разделе «Обогащение». Общими для большинства драг являются следующие основные узлы: завалочный люк, подчерпаковый уловитель, барабанный грохот (бочка) с приводом и распределителем (у малолитражных драг вместо бочки может быть установлен гидровашгерд), улавливающие устройства (шлюзы, отсадочные машины, винтовые сепараторы) и доводочная аппаратура.

На современных драгах применяются подчерпаковые уловители нескольких конструкций, в них предусмотрены транспортирующие устройства (ковшовые элеваторы, гидроэлеваторы или землесосы), которые подают пески в основной технологический процесс для переработки их в общем цикле.

Конструкции подчерпаковых уловителей, установленные на 150-л драге ИЗТМ модели 150Д и 380-л драге ОМ-431, показаны на рис. 57 и 58.

Барабанный грохот и распределитель служат для грохочения, дезинтеграции и первичной классификации песков, поступающих из черпающего аппарата, а также равномерного распределения пульпы по сторонам и ярусам улавливающей аппаратуры.

Для равномерного распределения поступающей из бочки пульпы по сторонам и ярусам улавливающих устройств боковые поверхности барабанного грохота заключены в распределитель, который представляет собой сварную металлическую конструкцию, прикрепленную в балкам суперструктуры (рис. 59).

В нижней части распределителя имеются сборные емкости или лотки (трубы) с пульподелителями, через которые размытая порода распределяется по сторонам улавливающей аппаратуры, установленной по левому и правому бортам палубы понтона. Равномерность подачи пульпы обеспечивается регулировочными клапанами или задвижками.

Полученный в результате первичного обогащения на шлюзах, отсадочных машинах и винтовых сепараторах золотосодержащий концентрат (черные шлихи) сокращается на концентрационных столах СС, СКМ или ЯСК, затем амальгамируется в амальгаматоре непрерывного действия. Амальгама отбивается на столе, гидроловушке или амальгамоотделителе и ворсистом шлюзе с последующей отпаркой ртути в реторте.

Амальгаматор устанавливают с уклоном 0,015 в сторону разгрузки. Непосредственно под разгрузочным отверстием амальгаматора расположен контрольный шлюз, покрытый медными амальгамированными листами, в конце которых установлен карман для улавливания амальгамы.

Амальгаматор устанавливают в комплексе с шаровой мельницей для мокрого измельчения поступающего в амальгаматор концентрата

(в основном крупного класса) при наличии в нем сростков золота с кварцем и пиритом.

Измельченный концентрат выгружается во внутреннюю полость

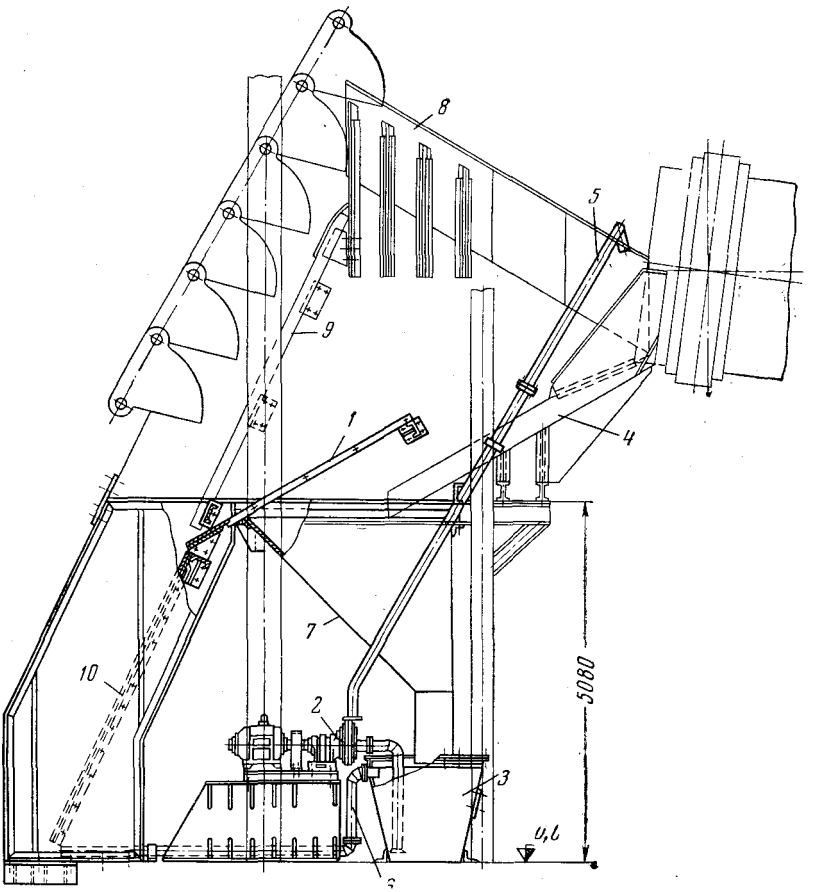


Рис. 58. Устройство подчерпакового уловителя 380-л драги ОМ-431 (вып. 1966 г.):

1 — вторичный консольный грохот; *2* — землесос 5ГР-9 с приводом; *3* — зумпф; *4* — поддон верхнего конца бочки; *5* — пульповод; *6*—аварийный слив; *7* — скат сборной шахты; *8* — приемный лоток завалочного люка; *9* — первичный колосниковый грохот; *10* — направляющий скат

барабана амальгаматора, где отражателями подается на амальгамированные пластины. Концентрат контактирует с пластинами многократно до выхода из разгрузочного патрубка, а вдоль оси барабана

перемещается за счет уклона амальгаматора в сторону разгрузки.

Одновременно с подачей концентрата в амальгаматор подается порциями ртуть. Скорость подачи ртути должна приблизительно соответствовать количеству золота, подлежащего амальгамации.

Хвостовая фракция, полученная после амальгамации, выгружается из амальгаматора улитковым лифтером и цилиндрическим патрубком с внутренней спиралью. Затем хвосты подаются на контрольный шлюз, покрытый медными амальгамированными листами, где происходит доизвлечение золота. Амальгама, вынесенная из амальгаматора и не уловленная листами, собирается в кармане, расположенном в конце контрольного шлюза.

Через установленные промежутки времени (один раз в сутки или в двое суток, в зависимости от исходного количества мелкого золота) сердечник с аккумулированной на нем амальгамой извлекают и заменяют другим. Данные о работе амальгаматора непрерывного действия при питании мельницы материалом крупностью 16 мм и использовании диафрагм с различным профилем отверстий, а также показатели извлечения золота в зависимости от его содержания в исходном продукте приведены в табл. 84.

Таблица 84

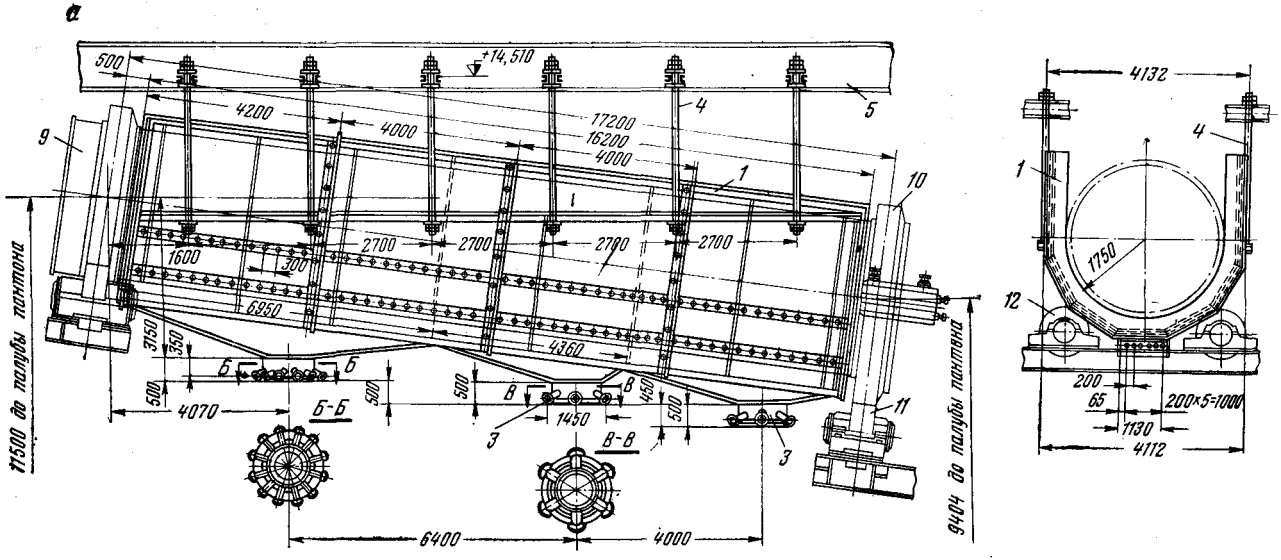
Показатели работы амальгаматора непрерывного действия при использовании различных типов диафрагм в процентах извлечения

Тип мельничной диафрагмы	Место улавливания золота			
	пластины амальгаматора	листы контрольного шлюза	карман	хвосты
С круглыми отверстиями диаметром 40 мм	59,0 61,2	3,6 4,2	32,8 29,2	4,6 5,4
Со щелевидными отверстиями шириной 4 мм	86,3 87,5	11,8 4,6	1,10 7,20	0,8 0,7

Снятый с основных улавливающих устройств концентрат перерабатывают либо непосредственно на драге с использованием комплекса специального доводочного оборудования, установленного в обогатительном отделении на обособленной площадке, либо на береговых доводочных установках (ШОУ).

Институтом «Унипромедь» разработана для платино- и золотоизвлекающих драг доводочная установка (рис. 67), обеспечивающая высокую степень механизации доводочных операций и достаточно полное извлечение металла из шлюзовых концентратов (табл. 85).

Последовательность обработки продуктов доводки на установке института «Унипромедь» следующая. Концентрат первичных шлюзов *1* подается концентратососом на саморазгружающийся доводочный


а
+14,510
500
4200
4000
17200
16200
4000
9
4
5
1
10
1600
300
2700
2700
2700
2700
6950
4360
375
350
Б
Б
500
4070
Б-Б
500
500
В
В
450
1450
300
11
3
3
В-В
6400
4000
11500 до палубы понтона
9404 до палубы понтона
4132
4
1
1750
12
200
65
200×5=1000
1130
4112

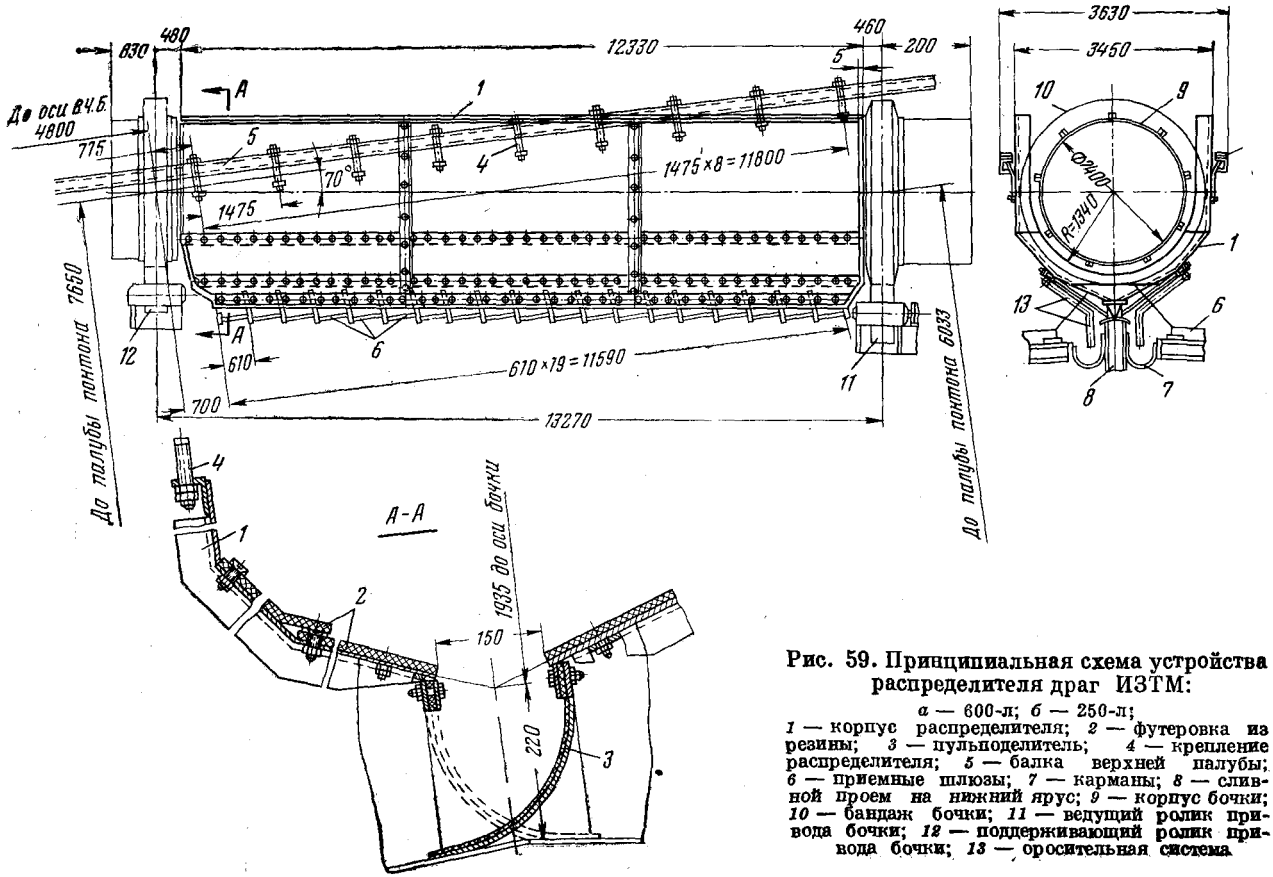


Рис. 59. Принципиальная схема устройства распределителя драг ИЗТМ:

а — 600-л; *б* — 250-л;
1 — корпус распределителя; *2* — футеровка из резины; *3* — пульподелитель; *4* — крепление распределителя; *5* — балка верхней палубы; *6* — приемные шлюзы; *7* — карманы; *8* — сливной проем на нижний ярус; *9* — корпус бочки; *10* — бандаж бочки; *11* — ведущий ролик привода бочки; *12* — поддерживающий ролик привода бочки; *13* — оросительная система

шлюз *2*, концентрат которого направляется на грохот *11*. Нижний продукт грохота (—3 мм) поднимается гидроэлеватором *3* в бункер *4*, откуда поступает на вашгерд *5*. Хвосты вашгерда, доводочного шлюза и верхний продукт грохота направляется в обезвоживающий зумпф *6*. Слив зумпфа сбрасывается в отвал, а зернистая масса ковшовым элеватором *7* подается в отсадочную машину *8*. Подрешетный

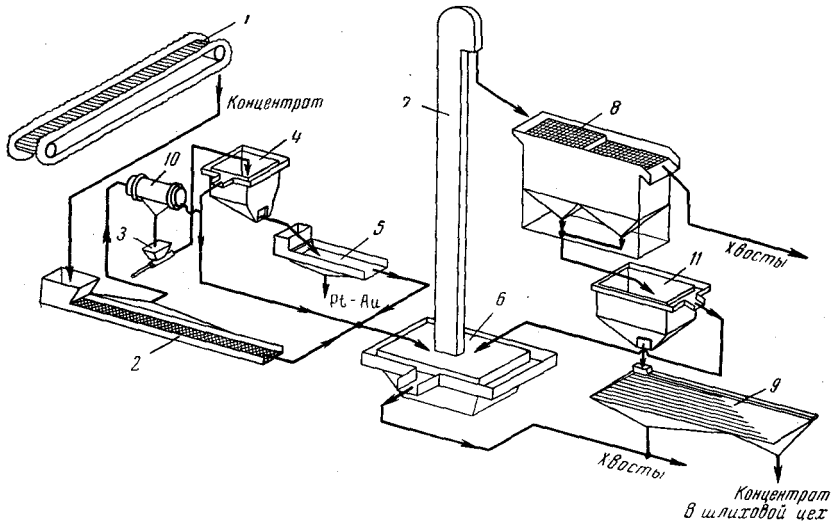


Рис. 60. Схема цепи аппаратов механизированной доводочной установки для обработки шлюзовых концентратов

продукт отсадочной машины складируется в бункер *9*, из которого разгружается на концентрационный стол *10*. Хвосты отсадочной машины и концентрационного стола сбрасывают в отвал. Концентрат

Таблица 85

Показатели извлечения металла на драгной доводочной установке института «Унипромедь»

Извлечение, %			Потери в хвостах доводки, %
общее на установке	в том числе		
	на доводочном шлюзе	из хвостов доводочного шлюза	
99,8—99,9	96,3—98,2	3,5—1,7	0,20—0,10

стола в контейнерах отгружают на шлиходоводочную фабрику, где подвергают амальгамации. На многих драгах концентрат обрабатывают на собственной амальгамационной установке.

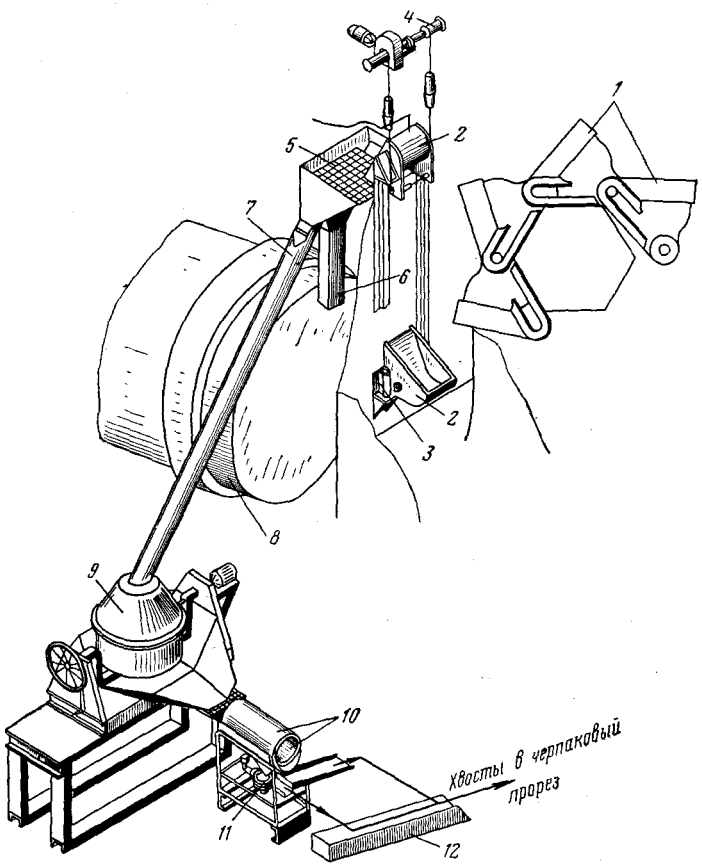


Рис. 61. Схема установки механического головного опробования УМГО-1:
1 — черпаковая цепь; *2* — ковш пробоотборника; *3* — направляющие рельсы; *4* — механизм подъема ковша; *5* — приемный бункер; *6* — холостой рукав; *7* — питающая труба; *8* — дражная бочка; *9* — бетономешалка; *10* — двухбарабанный грохот ПОУ; *11* — центробежный сепаратор ПОУ; *12* — хвостовой лоток

В целях оптимизации добычи и обогащения продуктивных пород современные драги оснащены специальным оборудованием для отбора проб.

Для непрерывного отбора продуктов эфельной фракции применяют пробоотбиратели-сократители и пробоотбиратели автоматические для пульпы АП-1. Количество их на драге обычно зависит от ее типа и мощности и практически может быть от 2 (150Д) до 8 (600Д) и более.

Взятые пробы обрабатывают на лабораторной установке включающей необходимые приборы и оборудование.

Автоматический пробоотбиратель для пульпы АП-1 устанавливают, как правило, на хвостовых шлюзах. Его можно включать в работу вручную кнопочным пультом управления или автоматически по заданной программе через командный электропневматический прибор.

Отбор проб хвостовых продуктов обогащения галечной фракции— наиболее сложная и трудоемкая операция. На драгах старого выпуска гальку опробовали вручную. Типовые драги (ОМ-417, 600Д) оснащены механизированными установками, позволяющими автоматизировать отбор и обработку проб хвостов промывки пород крупных классов.

Установка, разработанная институтом «Унипромедь», включает пневматический отсекатель с бункером и затвором, колосниковый грохот, дезинтегратор-бетономешалку С-302И, вибрационный грохот ВГД-4, отстойный конус, гидравлический шлюз и концентрационный стол ЯСК-1 для извлечения золота. Установка позволяет производить также головное опробование песков с отбором пробы из завалочного люка драги.

Для отбора и переработки проб песков на драгах служит установка механизированного головного опробования УМГО-1 конструкции института «Унипромедь» (рис. 61). Установка состоит из двух узлов — пробоотбирающего и обрабатывающего (доводочного).

Обрабатывающий узел УМГО-1 включает бетономешалку, выполняющую функции дезинтегратора, и передвижную обогатительную установку ПОУ-4, осуществляющую классификацию и концентрацию головных проб.

19. Транспортно-отвальное оборудование

Транспортно-отвальное оборудование на драгах служит для транспортирования и укладки в отвал промытой галечной фракции и пустых пород, которые при раздельной выемке торфов направляются в отвал, минуя обогатительные устройства. В линию транспортирования входят: галечный лоток, соединяющий выпускной конец бочки с конвейером; устройство для подсыпки гальки под сваи; стакер с приводом, основанием, растяжками и подвесом; лебедка подъема отвалообразователя и промежуточный конвейер пустой породы.

Галечный лоток представляет собой стальную конструкцию, закрепленную у нижнего конца бочки так, что основание может поворачиваться на определенный угол вокруг горизонтальной, а в некоторых случаях и вертикальной осей. В средней части основания

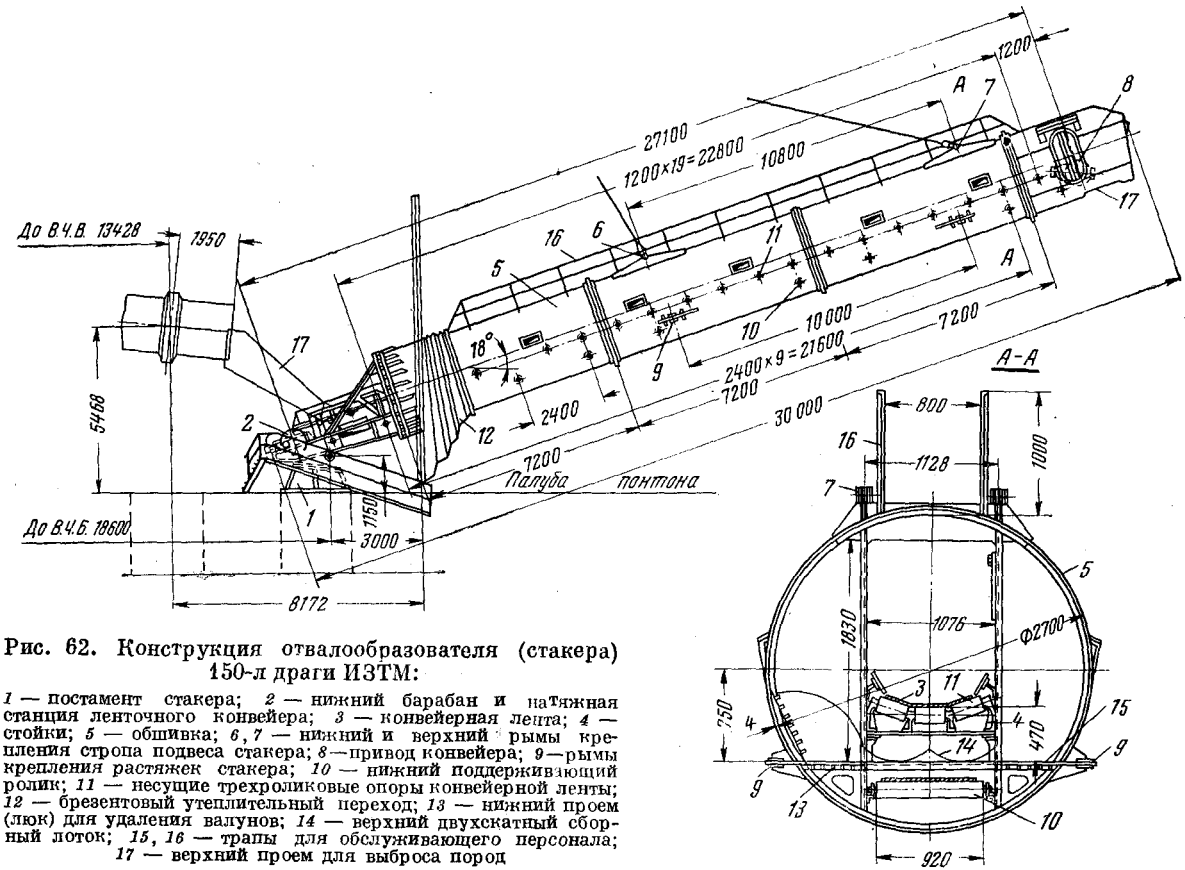


Рис. 62. Конструкция отвалообразователя (стакера) 150-л драги ИЗТМ:

1 — постамент стакера; *2* — нижний барабан и натяжная станция ленточного конвейера; *3* — конвейерная лента; *4* — стойки; *5* — обшивка; *6*, *7* — нижний и верхний рымы крепления стропа подвеса стакера; *8* — привод конвейера; *9* — рымы крепления растяжек стакера; *10* — нижний поддерживающий ролик; *11* — несущие трехроликовые опоры конвейерной ленты; *12* — брезентовый утеплительный переход; *13* — нижний проем (люк) для удаления валунов; *14* — верхний двухскатный сборный лоток; *15*, *16* — трапы для обслуживающего персонала; *17* — верхний проем для выброса пород

галечного лотка на большинстве драг установлен колосниковый грохот с подшлюзком или течка для электронного самородкоуловителя.

Устройство для подсыпки гальки под сваи применяется обычно при разработке глубоких россыпей или участков с повышенной каменистостью, когда поверхность эфельного отвала располагается на значительной глубине и рабочая свая не обеспечивает прочного удержания драги на забое. Устройство включает два наклонных стальных лотка, установленных под углом 20° с каждой стороны основания стакера. При подсыпке конвейер останавливают и, разворачивая галечный лоток, направляют поток породы в тот или иной подсыпной лоток.

В зависимости от типа драги применяются стакеры различных конструкций. Наиболее прост самотечный стальной желоб-колода, которым, в частности, оснащены многие морские и малолитражные драги.

На современных многочерпаковых драгах континентального типа в качестве отвального оборудования обычно используют стакер с ленточным конвейером.

На драгах отечественного производства стакер выполняется в двух вариантах: в виде ажурных решетчатых ферм с поперечными связями, каркасом и шатром или в виде полой секционной цельнометаллической трубы (рис. 62), в которых размещаются ленточный конвейер с приводом и площадки для его обслуживания. Нижний конец стакера шарнирно прикреплен к основанию, установленному на палубе понтона, верхний подвешен на канатах к задней мачте при помощи полиспаста. От перемещения в горизонтальном направлении отвалообразователь удерживается канатными растяжками, прикрепленными к кормовым палубным подкосам.

Изменение угла наклона стакера и поддержание его в рабочем положении осуществляются лебедкой (табл. 86). Привод этой лебедки осуществляется от индивидуального электродвигателя. Управление лебедкой централизованное — из кормового пульта.

Техническая характеристика стакеров (отвалообразователей) современных драг отечественного производства приведена в табл. 87.

Если возможна раздельная выемка пустых пород непосредственно черпаковой цепью, то на драгах могут быть установлены промежуточные конвейеры пустой породы, которые передают торфа от завалочного люка на стакер, минуя обогатительное устройство.

На главном и промежуточном конвейерах применяются резинотканьевые ленты, а также ленты на основе химических волокон и комбинированных тканей.

При наличии на драге промежуточного конвейера пустой породы и раздельной выемке торфов без промывки расчетная производи-

Таблица 86

Техническая характеристика однобарабанных лебедок для подъема стакера и берегового мостика (трапа), применяемых на современных драгах

Показатели	Модель драги, назначение лебедки			
	150Д		250Д, 250Д^{Ш}	
	подъем стакера	подъем берегового мостика	подъем стакера	подъем берегового мостика
Канатоемкость барабана, м	76,5	27,7	165	425
Диаметр каната, мм . . .	19	15	22	13
Наибольшее тяговое усилие в канате, кгс	3920	600	4300	4300
Линейная скорость навивки каната по 1 и 3 слоям, м/сек	0,15—0,2	0,37—0,41	0,31	0,4
Приводной электродвигатель:				
тип	МТВ312-8	МТКССС-6	МТ42-8	МТКВ311-6
мощность, квт	11	3,5	16	11
скорость вращения, об/мин	710	875	718	930
напряжение, в	380	380	380	380
Тормозной момент тормоза, кгс·см	8000	3000	8000	8000
Масса лебедки, кг	1725	438	1860	1860

Продолжение табл. 86

Показатели	Модель драги, назначение лебедки			
	ОМ-431 (380 л)		600Д	
	подъем стакера	подъем берегового мостика	подъем стакера	подъем берегового мостика
Канатоемкость барабана, м	160	33,8	90	310
Диаметр каната, мм . . .	39	17,5	47,5	17,5
Наибольшее тяговое усилие в канате, кгс	40 650	3870	25 000	2300
Линейная скорость навивки каната по 1 и 3 слоям, м/сек	0,4	0,4	0,42	0,3
Приводной электродвигатель:				
тип	МТВ611-10	АО72-8	МТВ411-8	МТКВ411-8
мощность, квт	45	10	16	16
скорость вращения, об/мин	575	735	715	695
напряжение, в	380	380	380	380
Тормозной момент тормоза, кгс·см			5000	2400
Масса лебедки, кг	8610	1610	13 173	1830

Таблица 87

Характеристика стакеров

Показатели	Модель драги			
	150Д	250Д, 250Дш	ОМ-431 (380 л)	600Д
Тип конструкции фермы (рамы) стакера	Цилиндрическая		Шатровая	Цилиндрическая
Длина рамы между осями барабанов, м	27,10	32,45	64,83	90
Угол наклона стакера в рабочем положении, град	18	16	18	18
Диаметр цилиндрической фермы, мм	2700	3000	—	3400
Ширина рамы между фермами, мм	—	—	1530	—
Высота рамы, мм	—	—	3064	—
Ширина рабочего прохода, мм	800	800	500	800
Производительность конвейера, $м^3/ч$	224	513	560	520
Диаметр ведущего барабана, мм	800	900	1250	1000
Диаметр натяжного барабана, мм	700	750	700	800
Ширина ленты конвейера, мм	800	1100	1100	1400
Скорость движения ленты, м/сек	1,7	2,18	2,18	1,75
Электродвигатель привода:				
тип	АК72-6	АК81-4	АК112-8М	АК104-8
мощность, квт	20	40	100	125
скорость вращения, об/мин	950	1440	735	725
напряжение, в	380	380	380	380
Масса стакера, т	26,2	40,0	84,5	139,65

тельность конвейера стакера должна на 10% превышать среднюю производительность черпакового аппарата драги с прерывистой черпаковой цепью и на 25% — со сплошной цепью.

20. Водоснабжение драги

Насосы и трубопроводы, входящие в систему водоснабжения, в процессе работы драг играют весьма важную роль. Вода требуется для всех агрегатов, связанных с промывкой и обработкой добытых пород, а также для технических, бытовых и противопожарных целей.

Забортная вода подается в технологический процесс центробежными насосами, установленными с обоих бортов нижней палубы понтона вдоль приемных ящиков, огражденных металлическим каркасом со вставными станками из дырчатых и сетчатых листов-фильтров

Таблица 88

Характеристика и назначение центробежных насосов, установленных на драгах

Модель драги, назначение насоса	Характеристика								
	насоса				электродвигателя			
	тип	производительность, м³/ч	напор, м	количество на драгу	тип	мощность, квт	скорость вращения, об/мин	напряжение, в
150-л драга ИЗТМ (мод. 1965 г.)								
Орошение бочки и завалочного люка	12НДС	1260	44	1	А103-4	220	1475	380
Питание обогатительных устройств	16НДН	1800	16	1	А101-6	100	985	380
Водоотлив из понтона	2НФВМ	64	20	4	АО52-4	7	1440	380
250-л драга ИЗТМ (мод. 1966 г.)								
Орошение бочки	14НДС	1260	37	1	А103-6	160	985	380
Питание обогатительных устройств	16НДН	1800	16	1	А101-6	100	985	380
Гидромониторный и противопожарный	6НДВ	250	54	1	АО82-4	55	1470	380
Орошение завалочного люка	6НДВ	250	54	1	АО82-4	55	1470	380
Водоотлив из понтона	2НФВМ	72	19,5	8	АО52-4	7	1440	380
380-л драга ОМ-431 (мод. 1966 г.)								
Орошение бочки и завалочного люка	18НДС	1980	34	1	А12-42-8	250	740	6000
Питание обогатительных устройств	12НДС	1000	24	1	А101-6М	100	985	380
То же	12НДС	720	21	1	АО93-6	55	985	380
Гидромониторный	8НДВ	720	89	1	А113-4М	250	1480	6000
Противопожарный	4К-6а	85	76	1	А72-2	40	1930	380
Водоотлив из понтона	Вертик.	191	4,3	6	АО63-6	10	980	380
600-л драга ИЗТМ (мод. 1960 г.)								
Орошение бочки	22НДС	3480	49	1	СД13-52-8А	575	750	6000
То же	20НДС	2270	21	1	СД13-42-8А	450	750	6000
Орошение завалочного люка	12НДС	900	60	1	А112-4	200	1480	6000
Питание обогатительных устройств	24НДН	4700	20	1	СД12-46-8А	320	750	6000
Гидромониторный и противопожарный	12НДС	1080	68	1	А113-4	250	1480	6000
Для промывки проб	4НДВ	90	24	1	АО63-4	14	1460	380
Водоотлив из понтона	2НФВМ	64	20	20	АОФ52-4	7	1440	380

для предохранения насосов и трубопроводов от засорения. От насосов к потребителям проложена разветвленная сеть трубопроводов различных диаметров, оснащенных задвижками и вентилями с ручным (ГОСТ 11572—65, ГОСТ 10042—62) или электромеханическим (ГОСТ 5762—65, ГОСТ 8437—63) приводом. Для бытовых и противопожарных цепей крупные драги имеют специальные трубопроводы, питающиеся от индивидуальных насосов. Краткая характеристика и назначение насосов, установленных на современных драгах, приведены в табл. 88.

Общая производительность насосов на крупных драгах достигает 6000 м³/ч, одновременно работающих насосов — 4500 м³/ч. На 600-л драге ИЗТМ установлены насосы суммарной производительностью 1300 м³/ч.

Для периодического водоотлива каждая драга снабжена палубными переносными насосами типа К (2К-6, 2К-9, 3К-6 и др.).

Для аварийного водоотлива из понтона в отсеках установлены стационарные вертикальные самозаливающиеся насосы с автоматизированным запуском от поплавковых реле или других устройств, контролирующих наличие воды в понтоне драги.

21. Прочее оборудование

Прочее оборудование драг включает комплекс устройств, аппаратуры и приборов, обеспечивающих нормальные и безопасные условия ведения добычных, вспомогательных и такелажных работ. В этот комплекс входят подъемно-транспортное, смазочное и отопительное оборудование, системы управления, сигнализации и связи, а также противопожарное, противоаварийное и спасательное оборудование.

Для обслуживания и ремонтов механизмов на драгах имеется разветвленная сеть вспомогательных подъемно-транспортных средств. С этой целью драги оснащены вспомогательными лебедками (см. табл. 82), мостовыми и стреловыми кранами, электрическими талями ТЭ (ГОСТ 3472—63) грузоподъемностью от 0,5 до 5 тс и другим подъемно-транспортным и такелажным оборудованием.

Для удобства транспортных связей между палубами надстройки, доставки небольших грузов, малогабаритных деталей и смазочных материалов с нижних этажей на верхние драги 250Д, 250Д^{ш}, ОМ-431, ОМ-417, 600Д оснащены грузо-пассажирскими лифтами. Примерный перечень, назначение и краткая характеристика основных грузоподъемных кранов, установленных на драгах, приведены в табл. 89.

Для механизации выполняемых поблизости береговых работ драги могут быть оснащены специальными 2—3-барабанными лебедками со скреперной установкой и несущим канатом (рис. 63).

Таблица 89

Техническая характеристика основных грузоподъемных кранов, установленных на драгах

Назначение кранов, их конструктивные параметры	Модель драги, емкость черпака			
	150Д	250Д, 250Д^{III}	ОМ-431 (380 л)	ИЗТМ 600Д
Мостовой кран над главным приводом				
Грузоподъемность, т . . .	10	10	20/5	55/10
Пролет, м	8	8	10,5	10,5
Высота подъема груза, м	16	16	15	24/25
Механизм подъема:				
тип элетродвигателя . .	МТ211-6	МТ211-6	МТ51-8	2×МТ51-8
мощность, квт	7,5	7,5	22	22
скорость подъема, м/мин	4,25	4,25	8/20	2,1/12
диаметр каната, мм . .	15,5	15,5	—	33/27
Механизм передвижения тележки:				
тип электродвигателя . .	От привода подъема		МТ12-6	2×МТ12-6
мощность, квт	—	—	3,5	3,5
скорость передвижения, м/мин	1,38	1,38	40	9,2
Механизм передвижения моста:				
тип электродвигателя . .	От привода подъема		2×МТ41-8	2×МТ51-8
мощность, квт	—	—	11	22
скорость передвижения, м/мин	1,84	1,84	80	45
Масса крана в сборе, т . .	4,5	4,5	20,8	46,5
Мостовые палубные краны				
Количество кранов	—	—	2	2
Грузоподъемность, т . . .	—	—	5	10
Диаметр каната, мм . . .	—	—	—	15,5
Высота подъема груза, м	—	—	6	16
Пролет, м	—	—	8	11
База, мм	—	—	1300	4400

Назначение кранов, их конструктивные параметры	Модель драги, емкость черпака			
	150Д	250Д, 250Д^{ш}	ОМ-431 (380 л)	ИЗТМ 600Д
Механизм подъема:				
тип электродвигателя . .	—	—	Электроталь ТЭ5-911	МТ42-8
мощность, квт	—	—	7	16
скорость подъема груза, м/мин	—	—	8	2,5
Механизм передвижения тележки:				
тип электродвигателя	—	—	Электроталь ТЭ5-911	МТ11-6
мощность, квт	—	—	1,5	2,2
скорость передвижения, м/мин	—	—	20	—
Механизм передвижения, моста:				
тип электродвигателя . .	—	—	МТ12-6	МТ41-8
мощность, квт	—	—	3,5	11
скорость передвижения, м/мин	—	—	40	50
Масса крана в сборе, т . .	—	—	2,2	17
Стреловые краны на передней мачте (надстройке) *				
Установка крана (тип) . .	Стационарная			Передвижной (башенный)
Грузоподъемность, т . . .	1/1,5	1/1,5	2	5/10
Вылет стрелы, м	11,3/4,5	13/5	9,3	22/11
Скорость подъема груза, м/мин	12	12	8	15
Скорость поворота стрелы, об/мин	0,625	0,625	1	0,6
Высота подъема груза, м	9/17,5	12/21,5	6	35/48

* На 380-л драге ОМ-431 предусмотрена также установка в носовой части надстройки двух поворотных стреловых кранов грузоподъемностью 2,5 т при вылете стрелы 12,5 м и высоте подъема груза 10 м.

Назначение кранов, их конструктивные параметры	Модель драги, емкость черпака			
	150Д	250Д, 250Д^{ш}	ОМ-431 (380 л)	ИЗТМ 600Д
Лебедка грузовая:				
тип электродвигателя . .	МТ112-6	МТ112-6	Электроталь ТЭ3-511	МТ52-8
мощность, квт	5	5	4,5	30
канатоемкость барабана, м	52	52	—	—
диаметр каната, мм . .	8,6	8,6	13	—
диаметр барабана, мм . .	260	260	—	—
Лебедка подъема стрелы:				
тип электродвигателя . .	АО51-6	АО51-6	Стрела неподвижна	МТ31-6
мощность, квт	2,8	2,8	—	11
канатоемкость барабана, м	26	26	—	—
диаметр каната, мм . .	8,6	8,6	—	—
Механизм поворота стрелы:				
тип электродвигателя . .	АО42-6	АО42-6	МТКВ111-6	МТ12-6
мощность, квт	1,7	1,7	3,5	3,5
Механизм передвижения крана:				
тип электродвигателя . .	Краны установлены стационарно		Электроталь ТЭ3-511	МТ22-6
мощность, квт	—	—	1	7,5
скорость передвижения крана, м/мин	—	—	20	32
Масса крана в сборе, т . .	3,9	3,9	4,4	54,5
Консольные краны *				
Количество кранов	2	2	2	4
Грузоподъемность, т . . .	1,5	1,5	1	3
Высота подъема, м	17,5	22	3	3
Тип подъемного механизма	От кормовой вспомогательной лебедки		Таль червячная ГОСТ 1106-64	Кошка ручная ГОСТ 47—63
Скорость подъема, м/мин	9,6	23,7	0,38	0,88
Вылет консоли, м	1,3	1,3	1,9	2,5
Масса крана в сборе, кг	950	1020	190	360

* На 150-л и 250-л драгах ИЗТМ консольные краны установлены на задней мачте, а на драгах ОМ-431 и 600-л — на нижней палубе у проемов (дверей) обшивки с левого и правого бортов понтона.

Подобная вспомогательная лебедка входит, в частности, в комплект поставки драги ОМ-431.

Кроме стационарного оборудования современные драги оснащены червячным (ГОСТ 1106—64, ГОСТ 1107—64), шестеренными (ГОСТ 2799—63) талями и кошками (ГОСТ 47—63) грузоподъемностью до 10 т, а также реечными, винтовыми и гидравлическими домкратами грузоподъемностью от 0,25 до 200 т.

Системы смазки. Узлы трения на современных драгах обслуживаются двумя системами смазки: густой или проточной смазкой

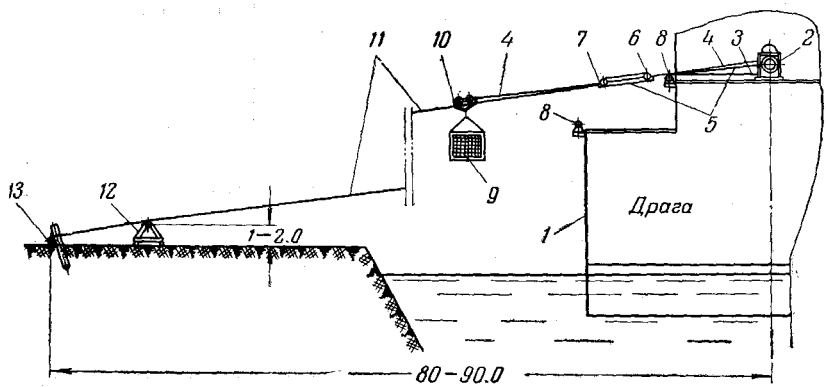


Рис. 63. Схема скреперной установки драги ОМ-431:

1 — корпус (обшивка) драги; *2* — скреперная лебедка; *3* — подвесной трос, ⌀ 30 мм; *4* — стационарный натяжной ролик; *5* — натяжной трос (⌀ 15,5 мм) с подвижным и стационарным роликами; *6* — неподвижный натяжной ролик; *7* — подвижный натяжной ролик; *8* — направляющий ролик; *9* — грузовая корзина; *10* — подвесная каретка; *11* — несущий трос ⌀ 30 мм; *12* — упорная подставка; *13* — якорь (мертвяк)

консистентными смазочными материалами и жидкой или картерной смазкой минеральными маслами, которые питаются от централизованных (автоматической и ручной) и индивидуальных (ручных) систем. К местам трения смазка подается автоматическими ручными плунжерными станциями и маслонасосами различных типов (табл. 90).

Для соблюдения рационального режима смазки всех узлов трения на каждой драге с учетом специфики местных условий эксплуатации должна быть разработана технологическая карта смазки. Необходимо иметь в виду, что правильный выбор индустриальных масел для смазывания узлов трения весьма важен в обеспечении режимов бесперебойной и экономичной работы агрегатов с минимальным износом деталей и наименьших потерь мощности на преодоление сопротивлений трения.

При выборе индустриальных масел необходимо учитывать конструкцию трущихся частей, скорость их движения, удельные

Таблица 90

Характеристика автоматических и ручных смазочных станций системы централизованной густой смазки

Показатели	Тип и марка станции							
	Автоматическая					Ручная плунжерная		
	петлевая		конечная			СРГ-8	СРГ-12Е	СРГЭ
	САГ-100	САГ-500ПМ	САГ-100А	САГ-500КМ	СК-300			
Производительность, $см^3$/мин	100	500	100	500	300	8	12	7,5
Наибольшее рабочее давление, $кгс/см^2$	70	100	70	100	150	100	100	100
Емкость резервуара, л	40	150	40	150	140	2	3	0,4
Электродвигатель привода:								
тип	АОЛ31-4	АОЛ32-4	АОЛ31-4	АОЛ32-4	АОЛ2-21-4	—	—	—
мощность, квт	0,6	1	0,6	1	1,1	—	—	—
скорость вращения, об/мин	1410	1410	1410	1410	1410	—	—	—
напряжение, в	380	380	380	380	380	—	—	—
Масса станции без смазки, кг . .	380	650	315	640	265	18	23	23

нагрузки, род материала (металла), температурные режимы, способ подачи смазывающего материала к местам трения и т. п. Чем больше нагрузка и выше температура, тем большей вязкостью должны обладать смазывающие материалы. При малых нагрузках, низких температурах и высоких скоростях применяют маловязкие масла. Примерный удельный расход смазочных материалов на добычу 1 м³ горной массы драгами различной мощности приведен ниже:

Емкость черпака драги, л	Удельный расход смазочных материалов, кг/м³
150	0,003—0,005
250—380	0,004—0,006
380 (глубокого—черпания)—600	0,005—0,008

Система отопления. В холодное время года требуемая температура воздуха в производственных и бытовых помещениях на драгах поддерживается с помощью паровой и электрокалориферной систем отопления, работающих совместно или независимо друг от друга. В качестве основных отопительных устройств обычно используются паровые котлы судового или локомобильного типов, а из нагревательных приборов — паровые «регистры» из гладких или ребристых труб и воздушно-вентиляционные агрегаты АПВС-50/30, АПВС-110/80, СТД-200 и ЭК-2.

Электронагревательные приборы, предназначенные для обогрева внутренних помещений драг, состоят обычно из электронагревательных элементов, вентилятора, например ЭВР-3 производительностью 2000 м³/ч, и электродвигателя А32-4 мощностью 1 квт.

Для использования на драгах весьма удобен переносной электрокалорифер ЭК-2, выпускаемый Оротуканским заводом горного оборудования. Калориферы этого типа предназначены для обогрева помещений объемом до 30 м³ или создания зон обогрева (тепловых завес) в помещениях объемом более 30 м³.

При наружной температуре —50° С ЭК-2 обеспечивает температуру воздуха в помещении объемом 30 м³ не ниже +10° С.

Для нормализации режима водоснабжения паровых котлов с использованием забортной воды, содержащей взвешенные механические и химические примеси, являющиеся причиной обильного образования накипи, современные драги оснащают специальными установками принудительной очистки и умягчения питательной воды методами частичного катионирования, коагуляции и магнитного поля.

Водоумягчительная установка, используемая на драгах, обычно состоит из фильтра-осветителя, катионового фильтра и солерастворителя.

В водоосветительной установке, предусмотренной на 400-л драге ОМ-417 (мод. 1968 г.), используется метод коагуляции. Уста-

новка периодического действия производительностью 10 м³/сутки обеспечивает питание парового котла и бытовых потребителей осветленной забортной водой.

В качестве коагулянта принят сернокислый алюминий. Для повышения эффективности коагулирования воды в установку вводят полиакриламид.

Для использования на драгах перспективны безреагентные методы обработки воды, основанные на магнитном, электромагнитном и электростатическом принципах, которые позволяют заметно снизить накипеобразование в паровых котлах малой и средней мощности. Наиболее распространены магнитные и электромагнитные приборы, выпускаемые отечественной промышленностью. Расход электроэнергии в электромагнитных приборах — 0,03 квт·ч на тонну обрабатываемой воды при ее жесткости 1,4 мг·экв/л.

Электромагнитные приборы включаются непосредственно в трубопроводы при условии, если давление воды не превышает 10 кгс/см² и температура ее +100° С. Приборы вводятся в работу автоматическими устройствами при нахождении в них жидкости.

Магнитные приборы для обработки питательной воды паровых котлов рекомендуется включать во всасывающие трубопроводы перед питательными насосами и инжекторами.

22. Системы управления, сигнализации и связи

Управление производственными процессами и работающими агрегатами осуществляется на драгах посредством централизованной и децентрализованной систем управления. Пускорегулирующая аппаратура, контрольно-измерительные приборы, кнопочные и рычажные пульты управления централизованной системы сосредоточены в драгерском помещении и на кормовой площадке, децентрализованной — у каждого рабочего места.

Управление носовыми маневровыми лебедками, рамным подъемником и главным приводом пневмоэлектрическое; управление тормозами папильонажной (6-барабанной) лебедки и муфтами переключения скоростей носовых лебедок — рычажное.

Рычаги управления связаны системой тяг и тросов с соответствующими узлами управляемых ими механизмов.

Управление наиболее часто повторяющимися операциями, требующими большой физической силы при ручном включении, производится пневматическим устройством, принципиальная схема которого применяемая на 150-л драге ИЗТМ, приведена на рис. 64.

Система пневматического управления питается сжатым воздухом от стационарных компрессорных установок производительностью от 0,6 до 3 м³/мин. Каждая установка включает ресивер и компрессор

с индивидуальным электроприводом, подключена в общий магистральный воздухопровод. Установки обычно снабжены автоматическим регулятором давления и электроконтактными манометрами, которые автоматически включают компрессоры при давлении в ресиверах ниже рабочего предела и отключают в случае повышения его выше установленного.

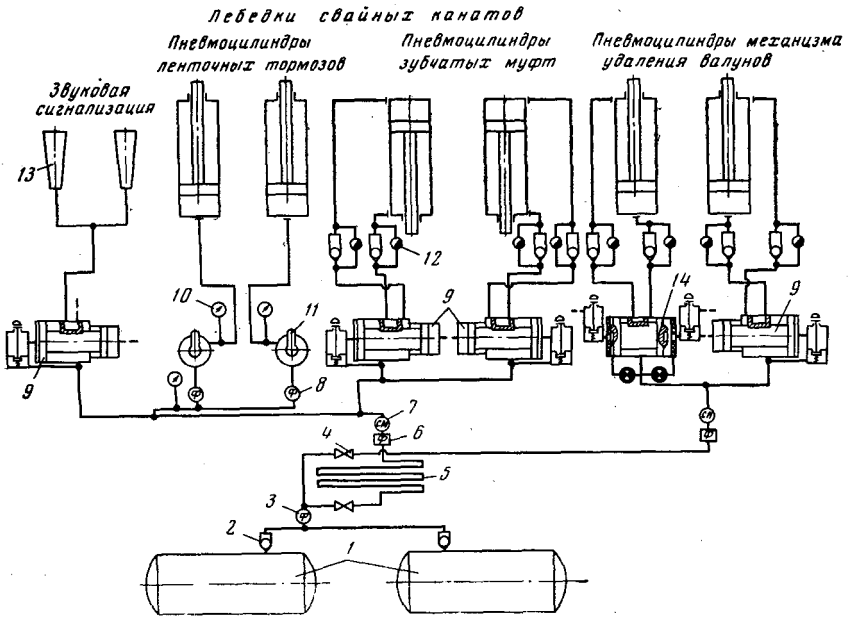


Рис. 64. Принципиальная схема пневматического управления 150-л драги ИЗТМ:

1 — компрессорные установки; *2* — обратный клапан; *3* — маслоотделитель; *4* — вентиль запорный; *5* — воздухоотделитель; *6* — влагоотделитель; *7* — маслораспределитель; *8* — фильтр воздухопровода; *9* — воздухораспределитель с электропневматическим управлением; *10* — манометр; *11* — кран машиниста; *12* — дроссель с обратным клапаном; *13* — тифоны; *14* — воздухораспределитель электропневматический

Высокая надежность работы систем управления обеспечивается электрической блокировкой оборудования по двум потокам: основной технологический поток — добыча и переработка продуктивных пород; вспомогательный (вскрышной) поток — для пустой породы.

Порядок блокировки механизмов в основном потоке: привод черпаковой цепи; приводы агрегатов подчерпакового уловителя; насосы орошения завалочного люка, бочки и гидромониторов; привод бочки; насосы технологической воды; привод стакера. Порядок блокировки механизмов во вскрышном потоке: привод черпаковой цепи; приводы

агрегатов подчерпакового уловителя; привод заслонки (откидного лотка) завалочного люка; привод транспортера пустой породы; привод стакера.

Оба потока (основной и вскрышной) не могут одновременно включаться в работу. Возможность подключения к системе блокировки основного потока электродвигателя насоса гидромониторов (при его наличии на драге) предусмотрена на случай использования его в качестве резервного насоса орошения бочки.

Кроме отмеченных выше систем блокировки, при автоматическом управлении работой драги может быть дополнительно предусмотрена блокировка приводов черпаковой цепи с однобарабанными носовыми лебедками, однобарабанных носовых лебедок — с рамоподъемной лебедкой. Электродвигатели агрегатов включаются в работу в порядке, обратном блокировке, выключаются — в прямом. Для всех приводов с дистанционным управлением предусмотрен запрет пуска «ЗП» на рабочем месте.

Деблокировка и переключение блокировки потоков осуществляют универсальным переключателем с драгерского пульта управления.

При отсутствии электроблокировки порядок пуска и остановки агрегатов следующий:

при пуске драги последовательно включаются насосы для орошения бочки и завалочного люка, питания промывочно-обогатительного оборудования и подчерпакового уловителя; стакер; конвейер пустой породы (при его наличии и в случае необходимости); обогатительное оборудование; бочка; черпаковая цепь; маневровая лебедка;

останавливаясь, драга отключается в следующей последовательности: маневровая лебедка; черпаковая цепь; бочка; конвейер пустой породы (если он находился в работе); стакер; обогатительное оборудование; насосы.

Перед пуском и остановкой механизмов драги по общей и местной системам оповещения подается звуковой сигнал колоколами (звонками) громкого боя: один сигнал — остановка механизма; два сигнала — пуск механизма; три сигнала — обратный ход механизма; четыре продолжительных сигнала — вызов машиниста к разговорной трубе (телефону) или в драгерское помещение.

В качестве основных систем сигнализации и связи предусмотрены переговорная и электрическая звуковая и световая системы.

Аппаратура световой сигнализации установлена на центральных пультах и на местных щитках сигнализации, звуковой (звонки громкого боя и сирены) — по бортам нижней палубы и в средней части драги. Переговорная сигнализация состоит из двух цепей: вызывной — звуковой и переговорной — световой.

Оперативная телефонная связь драги с береговыми коммуникациями осуществляется посредством телефонной аппаратуры внешней приисковой и внутренней производственной связи.

При значительном удалении драги от центрального прииска связь между ними осуществляется с помощью радиостанций.

Системы управления драги насыщены современными контрольно-измерительными и регистрирующими приборами, автоматически действующими устройствами и аппаратурой различного назначения.

23. Электроснабжение и электрооборудование

Крупнолитражные драги питаются электроэнергией обычно от береговых подстанций централизованной или местной энергосистемы посредством ЛЭП и гибкого высоковольтного (3—6 кв) кабеля. Драги небольшой мощности нередко имеют автономную электростанцию, установленную на берегу или непосредственно на понтоне.

Воздушные линии электропередач выполняются из голых медных (М), алюминиевых (А) и стале-алюминиевых (АС) многожильных проводов сечением от 16 до 150 мм^2.

От воздушной линии через береговое распределительное устройство электроэнергия напряжением 6 кв (реже 3 кв) подается на драгу по расположенному на поплавках или подвешенному на тросе дражному (КРПД) или экскаваторному (ГТШ, КШЭМ) гибкому кабелю сечением от 3 × 25 до 3 × 120 мм^2.

Кабель присоединяется к клеммам одной из приемных будок ввода, расположенных в кормовой части верхней палубы с левого и правого бортов понтона и соединенных между собой высоковольтной кабельной перемычкой. От приемной будки электроэнергия подается по кабельному каналу к комплектному распределительному устройству 6 кв и далее к высоковольтным потребителям и понижающим силовым и осветительным трансформаторам (табл. 91).

В цепях и устройствах низкого напряжения используется стандартная низковольтная аппаратура различных типов и назначения.

Электросиловые и осветительные приемники связаны с соответствующими высоковольтными и низковольтными распределительными устройствами кабельными каналами, общая протяженность которых от 10 (драга 150Д) до 50 (драга 600Д) тысяч метров. При этом вся электросеть драги обычно выполняется морским кабелем марки СРМ, за исключением токопроводов перемещающихся агрегатов (кранов, талей и др.), для которых используется шланговый резиновый кабель КРПТ или ГРШС. В качестве контрольных кабелей применяется также морской кабель СРМ.

Система производственного освещения на драгах предусматривает использование трех видов освещения: рабочего, аварийного для продолжения работы и аварийного для эвакуации.

Таблица 91

Технические данные трехфазных двухобмоточных трансформаторов с масляным охлаждением и судовых с воздушным охлаждением, установленных на драгах

Модель драги, емкость черпака (л), назначение и тип трансформатора	Количество установленных трансформаторов	Номинальная мощность, ква	Верхний предел номинального напряжения обмоток, кв		Изменение вторичного напряжения при номинальной нагрузке и cos φ = 1%	Напряжение короткого замыкания по сравнению с номинальным, %	Масса, т	
			высокое	низкое			заливаемого масла	общая
ИЗТМ—150 л								
Силовой ТМ-630/10	1	630	6—10	0,23; 3,15	—	5,5	0,955	3,0
Осветительный ТМ-63/10	1	63	6—10	0,23; 0,4	—	5,5	0,19	0,6
ИЗТМ—250 л								
Силовой ТМ-750/10	1	750	6—10	0,4; 0,525	1,73	5,5	1,14	3,69
Осветительный ТМ-63/10	1	63	6—10	0,23; 0,4	—	5,5	0,19	0,6
ОМ-431,380 л								
Силовой ТМ-750/10	2	750	6—10	0,4; 0,525	1,73	5,5	1,14	3,69
Осветительный ТСЗ-35/0,5	1	35	0,38	0,22; 0,23; 0,133	—	—	—	0,31
ИЗТМ—600 л								
Силовой ТМ-1000/10	3	1000	6—10	0,4; 0,69	1,64	5,5	1,54	4,70
Осветительный ТМ-180/10	1	180	6,3	0,525	2,35	5,5	0,605	1,28

В случае отключения рабочего освещения аварийное освещение для продолжения работы обеспечивает освещенность рабочих мест не менее 10% от нормируемой. При одновременном отключении рабочего освещения и аварийного для продолжения работы автоматически включаются лампы эвакуационного освещения, создающего по линии проходов освещенность не ниже 0,3 лк.

Сети эвакуационного освещения питаются от независимого источника электроэнергии — аккумуляторных батарей или дизельной электростанции.

Рабочие места, помещения надстройки и отсеков понтона освещаются посредством стационарных палубных светильников и переносных ламп. Для освещения надпалубных частей драги используется линейное напряжение не выше 220 в, для переносных ламп — 12 в. Для питания электрических ручных инструментов и освещения понтона применяют линейное напряжение не выше 127 в. При подвеске светильников в понтоне на высоте менее 2,5 м от днища для освещения применяют напряжение 12 в. Дражный разрез в забойной, бортовых и кормовой частях освещается прожекторами заливающего света, установленными на надпалубной надстройке и площадках передней и задней мачт.

Для использования в качестве наружных осветительных установок наиболее эффективны дуговые кварцевые ксеноновые трубчатые лампы ДКсТ. Для устранения воздействия на лампу вредных вибра-

Таблица 92

Ориентировочные нормативы удельной мощности для общего освещения при расчетной высоте 2,5—3,5 м помещений площадью от 10 до 100 м² при напряжении лампы 220 в *

Осветительная аппаратура	Удельная мощность (вт/м²) при наименьшей освещенности **, лк						
	25	20	15	10	5	3	2
«Люцетта» цельного молочного стекла: «Универсаль» с полуматовым затенителем	8/13	7/11	5,5/8	4,5	—	—	—
«Универсаль» без затенителя: «Альфа»	6/10	5/8	4/6	3/4	1,5/3	1/2	0,7/1,7
Шаромолочное стекло: одно- и двухламповые плафоны с полуматовым стеклом . .	13/12	11/18	—/14	5/10	—	—	—
Водопыленепроницаемая: фарфоровая полугерметическая	10/18	8/15	—/11	4/7	3,5/1	1,5/3	1/2,5

* При напряжении ламп 100—127 в значения удельной мощности принимать на 10% ниже указанных в таблице.

** Из приведенных значений удельной мощности числитель относится к меньшим помещениям, знаменатель — к большим.

ций световые приборы следует крепить на антивибрационных подставках.

Непосредственно на полигоне световые приборы целесообразно устанавливать на достаточно высоких (до 30 м) стационарных либо передвижных опорах. Высота их зависит от мощности применяемой лампы и требуемого размера освещаемой площади.

Требования к освещенности рабочих мест на драгах согласно нормам НКТ, а также примерные нормативы удельной мощности для общего освещения помещения различной площади приведены в табл. 92, 93, 94.

Таблица 93

Мощность ламп для общего освещения малых помещений (площадью до 10 м²) и лестничных клеток

Помещение	Наибольшая мощность ламп в помещении, вт
Помещения площадью от 5 до 10 м² при освещенности по нормам:	
20—25 лк	100 (биспиральная), 900 лм
10—15 лк	60
2—5 лк	25
Помещения площадью менее 5 м²:	
тамбуры, проходы и т. п.	15
душевые, уборные и т. п.	25
Лестничные клетки (световые точки устанавливаются через площадку, т. е. с одного конца каждого марша)	25

Таблица 94

Нормы освещенности для драг (НКТ)

Места освещения	Минимальная освещенность, лк
Драгерское помещение	60
Главный привод	50
Папильонажная правая носовая лебедка	50
Рамоподъемная левая носовая лебедка	50
Отсеки понтона	10
Кормовая площадка	50
Переходы и лента стакера	10
Помещение механических мастерских	60
Головка стакера и площадка привода	50
Площади шлюзов и отсадочные машины	10
Привод, ролики и верхняя поверхность бочки	50

24. Противоаварийное и противопожарное оборудование

Для предупреждения аварий и создания условий безопасной и высокопроизводительной работы каждую драгу оснащают комплектом противоаварийных и противопожарных средств, которые должны постоянно находиться в боевой готовности.

На каждой драге с учетом специфики местных условий должен быть разработан «План предупреждения и ликвидации аварий». Около бортовых проемов, в кормовой и носовой частях нижней палубы, а также вдоль ограждений верхних палуб должны быть равномерно размещены спасательные принадлежности (круги спасательные типа II ГОСТ 2148—54, нагрудники спасательные ГОСТ 2147—54, концы) не менее чем по два комплекта на каждые 20 м длины палубы.

Периметр понтона по привальному брусу необходимо оторочить спасательным канатом. Каждая драга должна иметь на воде не менее двух лодок с веслами. В лодках должны находиться не менее двух багров, одно запасное весло, черпак для водоотлива, два фонаря и спасательные принадлежности (круги, нагрудники, концы) по одному комплекту на каждого пассажира.

В местах вероятных очагов пожарной опасности должны быть установлены пирамиды и настенные щиты с противопожарным инвентарем и принадлежностями.

Контроль за противопожарным состоянием производственных и бытовых помещений может осуществляться автоматически действующим противопожарным сигнализатором СДПУ-1, которыми оснащаются крупные драги. Сигнализатор СДПУ-1 имеет 50 извещателей, устанавливаемых по 1—2 в каждом из пожароопасных мест. Реагируя на наличие в помещениях жара или дыма, извещатели подают свето-звуковой сигнал на контрольное табло, смонтированное на пульте драгерского управления.

На нижней палубе понтона в носовой части драги должны находиться набор брусьев и двухпетлевой строп из стального каната, по прочности и длине обеспечивающий возможность подъема и стяжки черпаковой цепи в случе ее обрыва.

В понтоне драги, в каждом обособленном отсеке (кроме прорезных, носовых и кормовых), на специальных стеллажах должно быть необходимое количество щитов, клиньев, распорок и других принадлежностей для ликвидации возможных аварий понтона. Центральную «аварийную кладовую» следует оборудовать в доступном и сухом месте, известном всем рабочим. В драгерском помещении, а также вблизи «аварийной кладовой» вывешивают табель имеющихся противоаварийных средств; кладовая должна быть опечатана, сохранность пломбы проверяет драгер при приемо-сдаче смены, о чем в специальном журнале делает соответствующую запись.

Для проведения подводных аварийных и ремонтно-восстановительных работ современные крупные драги укомплектовываются водолазным снаряжением и обслуживаются водолазной аварийно-технической службой.

С помощью водолазной службы выполняются ремонтные и аварийно-восстановительные работы, профилактический осмотр днища и бортов понтона, замеры параметров эфельных отвалов на дне дражного разреза и др.

Глава IV

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ ДРАГАМИ

25. Общие сведения

Разработка россыпи дражным способом включает всю совокупность работ, выполняемых на месторождении с целью добычи полезного ископаемого.

В общем случае выбор и обоснование применения дражной разработки должны производиться путем детального сопоставления нескольких практически возможных способов на базе всесторонней оценки их технико-экономической целесообразности в данных горно-геологических условиях.

Для промышленного освоения месторождения с применением дражного способа разработки составляют проект, который является основным документом для строительства прииска (в том случае, если это необходимо) и эксплуатации россыпи. Проектирование, как правило, ведется на основании разведочных и географо-экономических данных, а также комплекса технических изысканий в районе месторождения. При составлении проектов по россыпям, залегающим в сложных условиях (большой водоприток, наличие многолетней мерзлоты и т. п.), содержащим трудноизвлекаемые металлы или минералы, обычно необходимы специальные исследования для конкретизации тех или иных технологических параметров. В общем случае необходимы разведочные данные о месторождении; показатели проектных изысканий и исследований; технико-экономические материалы, определяющие условия, в которых будет протекать производственная деятельность.

Важнейшие горногеологические сведения о россыпи, подлежащие детальному изучению в процессе разведки месторождения, а также данные, необходимые для проектирования и проведения дражных разработок, приведены в табл. 95 (горнотехнические условия, обеспечивающие благоприятное развитие дражных работ, и требования к запасам приведены выше).

Таблица 95

Основные сведения о россыпи, необходимые для проектирования и осуществления дражных разработок

Геологоразведочные данные	Необходимые горнотехнические условия (месторождение должно иметь)
Запасы, среднее содержание, закономерности распределения полезного ископаемого в россыпи	Достаточное количество разведанных и утвержденных запасов
Основные размеры месторождения, характер рельефа поверхности и плотика, уклон долины	Проточную воду в количестве, обеспечивающем свободное и безопасное маневрирование драги, бесперебойную работу промывочно-обогатительного оборудования
Мощность, гранулометрический состав, валунистость и коэффициент фильтрации торфов и песков	Необходимую мощность, ширину и литологический состав промышленной части россыпи, соответствующие конструкции и параметрам драги
Крепость, связность и разрабатываемость пород, слагающих торфа, пески и плотик	Условия для оттаивания мерзлоты существующими способами
Ситовый анализ полезного ископаемого по крупности твердых частиц (металла), характеристика промывистости песков, отношение к амальгамации (по золотым россыпям)	Соответствующую крупность валунов, не превышающую емкость черпака драги данного типоразмера
Характеристика шлихового комплекса и его минералогический состав	Плотик россыпи, поддающийся зачистке при отработке драгой с черпаком принятой емкости
Данные о гидрогеологическом режиме россыпи, наличии илистых и глинистых пропластов и льдистости	
Характеристика и границы контуров вечной мерзлоты, если она имеется, глубина распространения и границы сезонной мерзлоты	
Природно-климатические условия месторождения	

Весь комплекс работ, охватываемых понятием «разработка россыпи дражным способом», в общем случае подразделяется на следующие основные виды: предварительные работы (обводнение); работы по вскрытию (вскрытие); подготовительные работы (подготовка); добычные работы (добыча).

Предварительные работы включают мероприятия по обводнению долины. К ним относят:

проходку канав и сооружение других водозаборных устройств, посредством которых вода самотеком подается к месторождению; сооружение насосных станций и трубопроводов при принудительном обводнении; сооружение водохранилищ для обводнения долины. Различают следующие разновидности работ по обводнению долины (россыпи): работы без искусственного обводнения; самотечное обвод-

нение водозаводной канавой; напорное обводнение с помощью насосов; обводнение с устройством водохранилища.

Финансирование предварительных работ должно производиться, как правило, за счет капитальных затрат и предусматриваться генеральной сметой.

Вскрытие россыпи включает работы по проведению открытых выработок (котлована) или строительству специальных сооружений (плотин, перевалок), которые обеспечивают возможность размещения драги в рабочем состоянии на горизонте залежи и открывают ей доступ к промышленным пескам. Работы по вскрытию финансируются за счет горнокапитальных затрат.

26. Вскрытие россыпи

Вскрытие — один из основных процессов, требующий тщательного обоснования при проектировании. Оно определяет последующий порядок отработки месторождения. Строительно-монтажную площадку, место заложения выработок или сооружений вскрытия (котлована, плотины) необходимо выбирать с учетом возможного использования существующих подъездных путей, жилого поселка и других коммуникаций, а также степени концентраций разведанного полезного ископаемого. Это позволит начать освоение месторождения в благоприятных экономических условиях, в наиболее короткие сроки погасить основную часть капитальных затрат.

Способ вскрытия предопределяет важнейшие особенности технологии разработки россыпи и заключается в проведении горных выработок (котлована) или строительстве гидротехнических сооружений (плотин, перевалок), которые обеспечивают возможность размещения драги в рабочем состоянии на горизонте залежи и открывают ей доступ к промышленным пескам. В зависимости от проводимых на месторождении выработок или сооружений различают следующие основные способы вскрытия: котлованом в пойме; котлованом с глубокой задиркой плотика; котлованом на увале; плотинами; перемычками; независимое вскрытие горизонтов россыпи; комбинированные способы.

Принятый порядок размещения сооружений вскрытия определяет последовательность подхода драги к отдельным участкам россыпи, т. е. направление работ. Поэтому во всех отмеченных способах (за исключением вскрытия перемычками) необходимо различать следующие разновидности вскрытия: при которой разработка россыпи принята вверх по долине, вниз по долине, со смешанной последовательностью разработки россыпи.

В практике дражных работ наиболее распространены способы вскрытия котлованом и плотинами с различным их расположением относительно элементов долины и уровня воды в реке.

Вскрытие котлованом. Работы в основном сводятся к проведению собственно котлована с последующим его расширением и углублением черпаковым аппаратом драги. Общий случай вскрытия россыпи котлованом приведен на рис. 65.

Этот способ целесообразно применять на россыпях с равномерным распределением металла или наличием металлоносных пропластков, близко расположенных к поверхности; на россыпях с заболо-

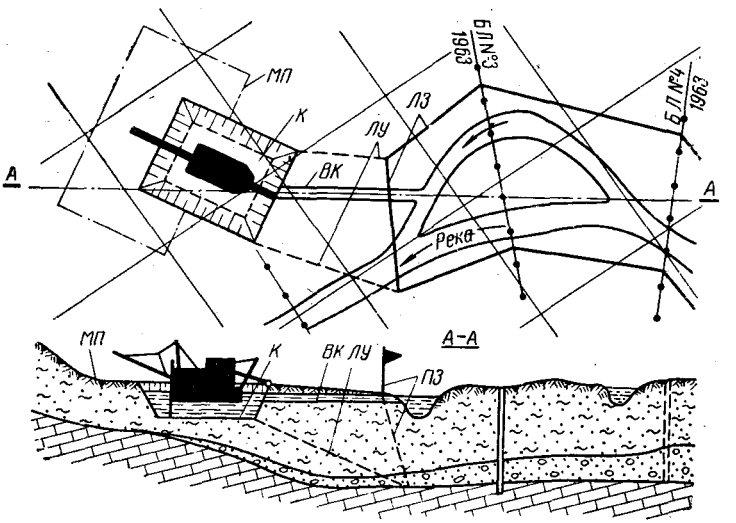


Рис. 65. Схема вскрытия россыпи котлованом:

МП — строительная площадка для сборки драги; *К*—котлован; *ВК*— водозаводная канава; *ПЗ* — граница промышленных запасов; *ЛУ* — граница участка россыпи, на котором производится углубка забоя до плотика; *БЛ № 3*, *БЛ № 4* — буровые разведочные линии

ченной поверхностью; для разработки глубоких или долинных россыпей средней мощности, с небольшим подъемом плотика и поверхности в сторону увалов долины и не имеющих высоких отвалов, а также для разработки русловых россыпей. Котлован, образующий первоначальный разрез драги, может быть пройден в различных местах россыпи. Расположение котлована в нижней части россыпи и последующая ее разработка по восстанию создают в наиболее распространенных случаях более благоприятные условия как для работы драги, так и для отработки всей россыпи. В этом случае значительно упрощается процесс осветления воды и водоснабжения в целом, поскольку сокращается утечка воды из разреза, особенно на россыпях со старыми подземными выработками, а также появляется

возможность регулирования утечки путем сооружения перемычек. Кроме того, при разработке россыпи по восстанию уменьшается естественная засоренность воды в разрезе, устраняется подиливание забоя глинистыми хвостами и накопление шуги и льда в осенний период, так как их выносит встречный водный поток. По этим причинам при разработке россыпи вверх по долине несколько повышается производительность драг и снижается себестоимость переработки 1 м^3 песков. Однако на очень водоносных россыпях с уклоном долин менее 0,002 и при средней или большой подводной мощности наносов преимущества разработки по восстанию становятся менее ощутимыми.

При расположении котлована вверху россыпи и разработке ее по падению несколько уменьшается утечка воды из разреза на каменистых россыпях со значительным уклоном, если они не нарушены подземными горными работами. Кроме того, при постройке плотин все подплотинные целики могут быть отработаны драгой, и потери песков значительно снижаются. Такой порядок отработки россыпей, расположенных в русле рек, также существенно облегчает работу драг в осенне-зимний период, поскольку имеется возможность отгораживать разрез дражными отвалами и задерживать проникновение в него шуги. В предпусковой весенний период упрощается очистка разреза от льда.

На больших обводненных россыпях, которые предполагается разрабатывать несколькими драгами, часто две драги собирают на одной строительно-монтажной площадке. В этом случае котлован (один общий или два обособленных) проходят в средней части россыпи и одна драга разрабатывает ее по восстанию, другая — по падению.

При выборе места строительства драги необходимо исходить из следующих общих положений: сокращения расходов на транспортирование драги, оборудования и материалов к месту строительства путем расположения сборочной площадки по возможности ближе к существующим транспортным связям; сокращения расходов на сооружение котлована, создание строительно-монтажной площадки и других горнотехнических сооружений с максимальным использованием рельефа местности, а также имеющихся выработок; сокращения затрат на строительство жилого поселка, бытового комплекса, мастерских, линий энергопередач и других коммуникаций путем использования существующих; расположения котлована, при котором обеспечивается незатопляемость сборочных площадок во время паводка, а также отработка участков россыпи с наиболее высоким содержанием не в последние, а в первые годы работы драги и т. д.

Россыпные месторождения, которые можно вскрыть только одним способом, встречаются редко. При каждом способе требуются разные затраты и обеспечивается различное извлечение металла, а также неодинаковая производительность драг. Поэтому место заложения

котлована, как и вообще выработок и сооружений вскрытия, выбирают путем всестороннего технико-экономического сопоставления всех возможных вариантов.

Если условия залегания россыпи не позволяют выявить преимущества того или иного способа вскрытия, то сопоставление необходимо проводить по всем основным показателям, т. е. по абсолютным и удельным затратам, годовой производительности драги по горной массе и металлу, по себестоимости добычи 1 м³ песков и 1 г металла.

Размеры котлована должны обеспечивать свободное маневрирование драги при переходе ее к добычным работам, а также возможность разворота понтона на 180° в процессе монтажа драги.

Эти условия удовлетворяются следующими уравнениями:

$$l \geqslant 1{,}25\sqrt{(D + l_к)^2 + Ш^2};$$

$$b \geqslant \sqrt{D^2 + Ш^2} + 2e,$$

где l — длина котлована по дну, м;
b — ширина котлована по дну, м;
D — длина понтона, м;
$Ш$ — ширина понтона в корме, м;
$l_к$ — длина хвостовых колод, м;
e — безопасный зазор между понтоном и бортом разреза (котлована), м, $e = 3{,}0 \div 5{,}0$ м.

Глубина котлована должна обеспечивать свободное всплытие понтона при меженном уровне воды в долине и вывод из-под понтона городков стапеля, а также безопасную работу драги в период расширения и углубки разреза:

$$h_к = 0{,}8 \cdot O + C + e_1,$$

где $h_к$ — глубина котлована ниже уровня воды в долине, м;
O — осадка понтона в рабочем состоянии, м;
C — высота стапеля, м; $C = 1{,}0 \div 1{,}2$ м;
e_1 — запасная глубина, м, $e_1 = 0{,}5 \div 1{,}0$ м.

При сборке понтона драги с применением спусковых устройств (склизней) котлован сооружают меньшей глубины, но зазор между днищем понтона (на плаву) и дном котлована не должен быть уже 1—1,7 м (в зависимости от мощности драги). Расположение днища понтона драги в котловане зависит в основном от уровня в долине, поскольку драга может подойти только к участкам россыпи с достаточной по условиям осадки понтона подводной глубиной, а также пройти по площадям с невысоким надводным бортом, определяемым размерами отвального оборудования.

Котлован может быть сооружен гидравлическим, экскаваторным с автотранспортом, бульдозерным и скреперным способами. Себестоимость выемки 1 м³ от 0,4 до 1 руб.

Основные размеры котлованов для вскрытия россыпи и строительства драг различной мощности приведены в табл. 96.

Таблица 96

Необходимые размеры котлована при строительстве драг различной мощности

Емкость черпака драги, л	Предельная подводная глубина черпания, м	Размеры понтона драги, м			Осадка драги в рабочем состоянии, м	Наименьший зазор между днищем понтона и дном котлована, м	Размеры котлована по дну, м		
		длина	ширина	высота борта			длина	ширина	глубина ниже уровня воды
150	9,3	32,5	15,4	2,4	1,7	0,9	50	40	2,6
210	11	40.4	18,2	3,0	2,0	1,2	55	45	3,2
250	12	42,8	18,2	3,0	2,0	1,3	60	50	3,3
380	12	45,5	22,6	3,3	2,6	1,4	70	60	4,0
380	30	62	24,0	3,5	2,7	1,3	95	75	4,5
600	50	108	32 6	4,5	3,3	2,7	145	120	6,0

Вскрытие плотинами. В этом случае драгу собирают на поверхности россыпи ближе к увальной части долины. Для сборки понтона и укрупнения узлов устраивают специально спланированные площадки (табл. 97).

Таблица 97

Размеры сборочных площадок понтона драг при вскрытии россыпи плотинами

Емкость черпака драги, л	Предельная подводная глубина черпания, м	Размеры сборочной площадки		
		длина, м	ширина, м	площадь, м²
150	9,3	70	60	4 200
210	11	80	70	5 600
250	12	90	75	6 750
380	12	100	80	8 000
380	30	130	95	12 350
600	50	190	140	26 600

Первоначальный разрез для работы драги образуется посредством сооружения плотины, перегораживающей долину реки, и подъема уровня воды выше меженного горизонта на 2—11 м. Таким образом,

драге обеспечивается свободный доступ к площадям с возвышенным плотиком, который может быть расположен значительно выше уреза воды в долине. Кроме того, создаются благоприятные условия для обработки участков россыпи со значительной надводной мощностью. Плотины на дражных разработках обычно состоят из земляной насыпи и деревянного водослива для регулирования подъема уровня воды. Высота подъема драги и уровня воды в долине принимается равной наибольшим значениям, определяемым из условий

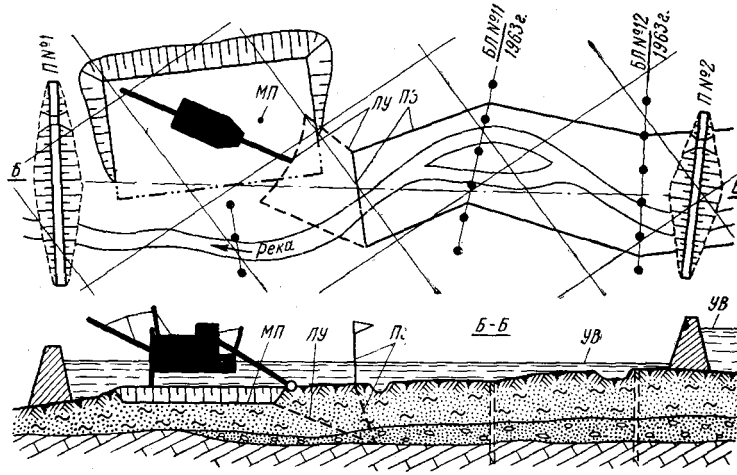


Рис. 66. Схема вскрытия россыпи плотинами:

МП — строительная площадка для сборки драги; *ПЗ* — граница промышленных запасов; *ДУ* — граница участка, на котором производится углубка забоя до плотика; *УВ* — расчетный уровень подъема воды плотиной; *ПЗ1*, *ПЗ2* — плотины, используемые для вскрытия; *БЛ№11*, *БЛ№12* — буровые разведочные линии

осадки понтона и параметров отвального оборудования. Зависимость между высотой подъема уровня воды плотиной и расстоянием, на котором обеспечивается доступ драги к промышленным площадям, определяется уравнениями

$$h = (H + H_{\text{п}}) - L \sin \alpha_1;$$

$$L = \frac{H + H_{\text{п}} - h}{\sin \alpha_1},$$

где h — необходимая высота подъема воды для обеспечения доступа к площадям по разведочной линии, м;

L — расстояние доступа, м;

H — высота подъема воды плотиной относительно меженного горизонта, м;

H_1 — высота дополнительного подъема от подпора воды на расстояние доступа, м;

α_1 — угол падения долины, град.

На рис. 66 приведена схема вскрытия россыпи и расположения строительно-монтажной площадки при применении плотин.

Плотины могут успешно применяться как на маловодных, так и на многоводных россыпях с расходом воды в реке от 15 л до 400 м³/сек. В наиболее распространенных условиях при уменьшении ширины поймы и увеличении углов откосов увалов, т. е. с уменьшением суммы коэффициентов заложения, следует строить более высокие плотины. Уклон долины не влияет на целесообразную высоту подъема воды, однако в значительной степени предопределяет расстояние доступа. Чем больше уклон долины, тем при прочих равных условиях на меньшее расстояние будет обеспечен плотиной доступ драги и россыпи. При повышенной стоимости сооружения водослива вследствие большой водоносности реки, а также при возможности снижения стоимости 1 м³ земляных работ целесообразно применять более высокие плотины.

Конструктивные размеры тела плотины зависят от физико-механических свойств пород и высоты подъема воды на плотине. Земляную насыпь плотины отсыпают бульдозерами, колесными скреперами и автосамосвалами. Добыча пород производится экскаваторами или гидравлическим способом. Наиболее распространен деревянный водослив со щитовым затвором и ряжевыми устоями на свайном основании. При малых сроках службы плотин (до года) применяют водосливы стоечно-обшивного типа с облегченными устоями.

Расходы на погашение стоимости сооружения плотин на 1 м³ запасов россыпи в сложных условиях вскрытия не превышают 15—20 коп., в частности для Урала они составляли 1,5—4 коп. и редко повышались до 15 коп.

Порядок выбора, расчета и применения земляных плотин различных типов, а также форма организации работ по их строительству регламентируются действующими строительными нормами и правилами (СНиП).

В целях создания достаточного количества вскрытых запасов плотины на талых россыпях следует сооружать с опережением на 0,25—1 год. Запаздывание приводит, как правило, к необходимости применения глубокой задирки плотика или строительству перемычек, что снижает эффективность разработки россыпи и вынуждает оставлять в бортах целики с промышленным содержанием. На вечномерзлых россыпях, когда применяется естественная оттайка пород путем затопления полигона водой, плотины следует сооружать с большим опережением, чтобы к выходу драги мерзлота на участках подтопа успела полностью оттаять.

К преимуществам плотин относится возможность более полной отработки промышленных запасов, поскольку в этом случае могут быть освоены дополнительные площади полигона с малой подводной глубиной россыпи и плотиком, возвышающимся на 2—4 м выше меженного уровня воды. Подъем уровня воды значительно облегчает выемку песков в бортах россыпи, так как уменьшается величина врезания драги в увалы и объем задирки плотика. Кроме того, при возведении плотин существенная часть поверхности полигона затопляется и глубина промерзания в зимнее время уменьшается, а при наличии вечномерзлых участков интенсивность их протаивания увеличивается. Вследствие отмеченных преимуществ вскрытие россыпи плотинами обеспечивает в большинстве случаев снижение себестоимости добычи полезного ископаемого.

27. Горноподготовительные работы

Из всего комплекса горноподготовительных работ, осуществляемых на дражных полигонах, важнейшими являются предварительная вскрыша торфов, оттайка многолетней мерзлоты, предохранение россыпи от глубокого сезонного промерзания, очистка сточных вод и восстановление нарушенной земной поверхности.

Одним из основных технологических недостатков дражных работ является валовая разработка россыпи, при которой наряду с технологической переработкой продуктивных пород проходят полный цикл обогащения значительные объемы торфов или весьма бедные пески.

При этом сложное оборудование драг длительное время используется для переработки некондиционных пород, что в определенной степени снижает экономическую эффективность добычных работ. Широкое внедрение предварительной вскрыши торфов с использованием более дешевого и мобильного оборудования позволяет снизить себестоимость и обеспечить добычу ценных компонентов с гораздо меньшими трудовыми и материальными затратами.

За последние годы объем вскрышных работ на дражных полигонах постоянно возрастает, а в 1972—1973 гг. доведен до 35% по отношению к общему объему пород, перерабатываемых драгами. Однако до сих пор вскрыша осуществлялась средствами малой механизации (бульдозерами, колесными скреперами, гидроустановками), обеспечивающими в основном удаление за промышленные контуры пустых пород, расположенных выше уровня воды в долине. Следовательно, не исключалась возможность переработки драгой торфов и некондиционных песков, залегающих ниже уровня воды.

Технико-экономические исследования и анализ практических результатов вскрышных работ показывают, что эффективность

вскрыши существенно возрастает с внедрением специальной более мощной землеройной техники. В частности, перспективно использование на вскрыше дражных полигонов большегрузных скреперов повышенной проходимости и бульдозеров на базе 380- и 500-сильных тракторов, выпуск которых намечен в ближайшие годы.

Для расчистки и раскорчевки полигонов перед вскрышными работами целесообразно применять тракторные кусторезы, корчеватели и рыхлители. Весьма удобен и эффективен для этих целей универсальный корчеватель-погрузчик — будьдозер КПБ-2 на базе трактора ДТ-75; для уменьшения разубоживания не менее важно также увеличение возможной глубины вскрыши.

С 1968 г. проводится эксперимент по осуществлению глубокой вскрыши торфов экскаваторами ЭШ-10/60 и ЭШ-15/90А. Предварительные исследования, проведенные Институтом цветных металлов им. М. И. Калинина, показали, что применение глубокой вскрыши торфов с использованием экскаваторов больших рабочих параметров с удельными капитальными затратами на 1 м³ добычи в 1,5—4 раза меньшими, чем при дражной разработке, позволяет снизить общий уровень затрат на освоение россыпи на 15—40% и в отдельных случаях повысить годовой намыв металла драгой на 20—60%. Этими экскаваторами торфа вскрываются на глубину до 8 м уреза воды в дражном разрезе. Заслуживает также внимания новое техническое направление, связанное с оснащением драг вторым драгирующим аппаратом, специально для опережающей, совмещенной во времени вскрыши торфов (рис. 67). Такой аппарат, выполненный в виде многочерпакового устройства непрерывного действия, может осуществлять опережающее удаление пустых пород, а черпаковая цепь драги будет работать лишь на выемке песков.

Необходимо подчеркнуть, что в зарубежной практике вопросам оснащения драг двумя драгирующими аппаратами уделяется достаточно большое внимание. На Всемирной конференции дражников, проходившей в мае 1967 г. в Нью-Йорке, это направление отмечено как наиболее прогрессивное.

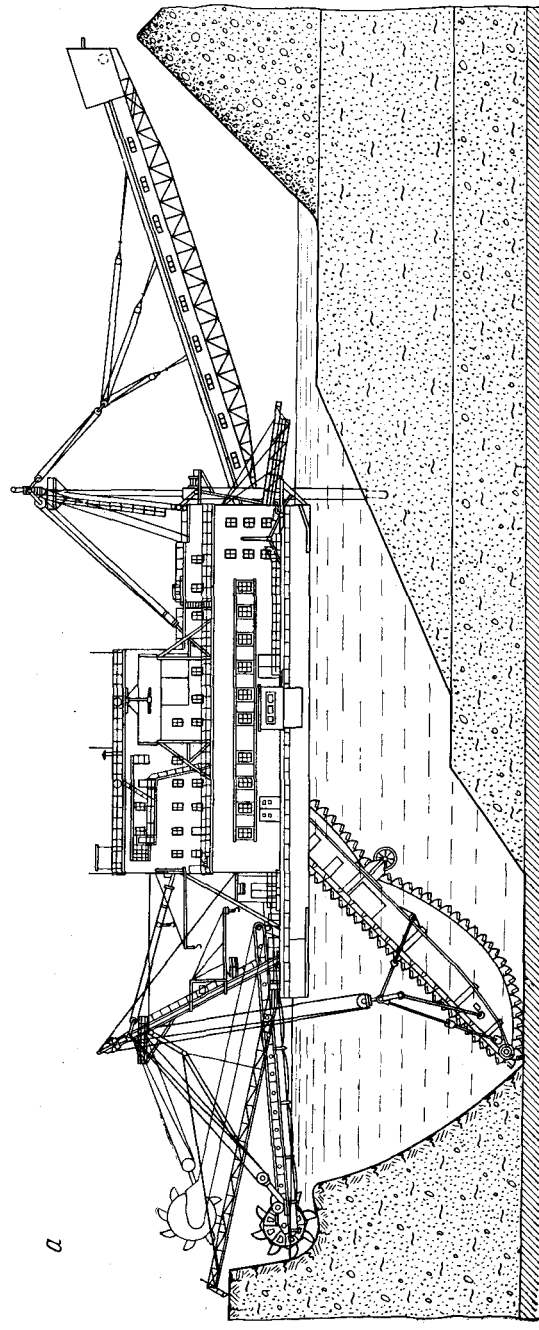
На интенсивность развития дражных работ и их экономические показатели, особенно в районах Восточной Сибири, Якутии и Крайнего Северо-Востока, большое влияние оказывает необходимость оттайки многолетней мерзлоты и предохранения поверхности от глубокого сезонного промерзания.

В современной практике наибольшее распространение на драгах получили способы оттайки, основанные на использовании кондуктивного теплообмена в основном за счет естественных источников тепла — солнечной радиации и атмосферного воздуха и конвективного переноса тепла к массиву от естественных и искусственных

теплоносителей. В зависимости от условий применения, формы организации работ и порядка их проведения каждым из используемых в практике способов оттайки возможно обеспечить подготовку многолетнемерзлых массивов полигона к драгированию в те или иные сроки и с различными экономическими показателями.

В настоящее время наибольший удельный вес по объемам на дражных разработках занимают следующие основные способы оттайки мерзлоты:

Способ оттайки	Стоимость оттайки 1 м³ руб.
Естественный, часто в комбинации с послойным, по мере протаивания массива, удалением пород бульдозерами и последующим предохранением площадей от повторного сезонного промерзания затоплением либо сухими термоизоляторами	0,06—0,32
Фильтрационно-дренажный . .	0,12—0,44
Гидроигловой с использованием естественно нагретой воды . .	0,23—1,18
Гидроигловой с использованием горячей воды или пара . . .	0,48—1,20



а

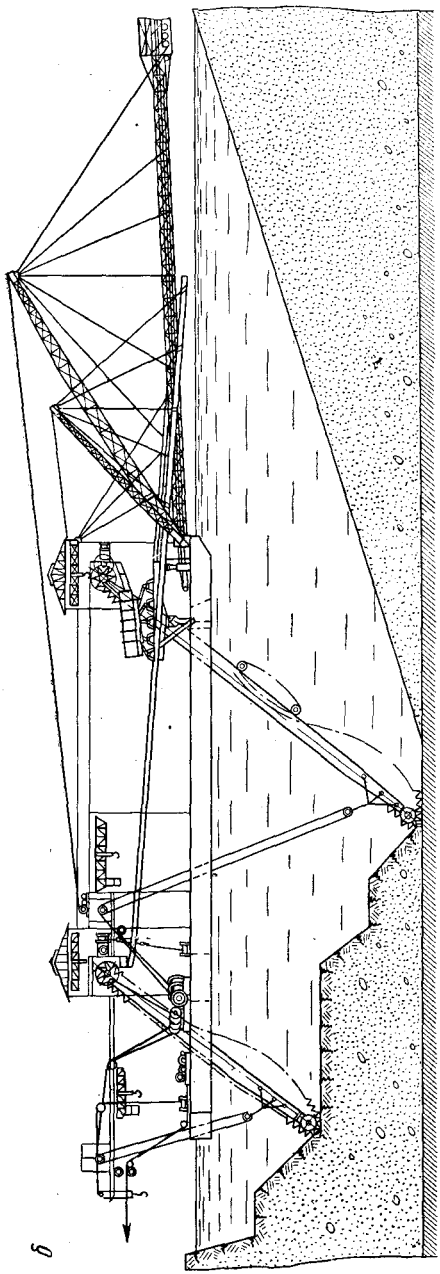


Рис. 67. Конструктивные схемы драг, оснащенных вторым драгирующим аппаратом для вскрыши торфов:
а — с использованием роторного рабочего органа; *б* — многочерпановой цепи

Более подробные сведения о различных способах оттайки изложены в специальном разделе.

Ежегодное увеличение объемов дражных работ приводит к нарушению значительных площадей земной поверхности горными выработками и отвалами, отрицательно влияющими на развитие сельского и лесного хозяйства в этих районах, а сброс в речную систему загрязненной технологической воды наносит ущерб рыбному хозяйству и затрудняет дальнейшее использование воды для бытовых и промышленных целей.

Эти обстоятельства предопределили необходимость расширения комплекса горноподготовительных работ, проводимых на дражных полигонах для воспроизводства земельных и водных ресурсов.

До сих пор вопросам восстановления земной поверхности и очистки промстоков при дражной разработке не уделялось должного внимания, в связи с чем проведение подобных работ носило случайный характер и в большинстве случаев зависело от местной инициативы.

В зарубежной практике накоплен определенный опыт, позволяющий при невысоких дополнительных затратах воспроизводить поверхность отработанных драгами площадей

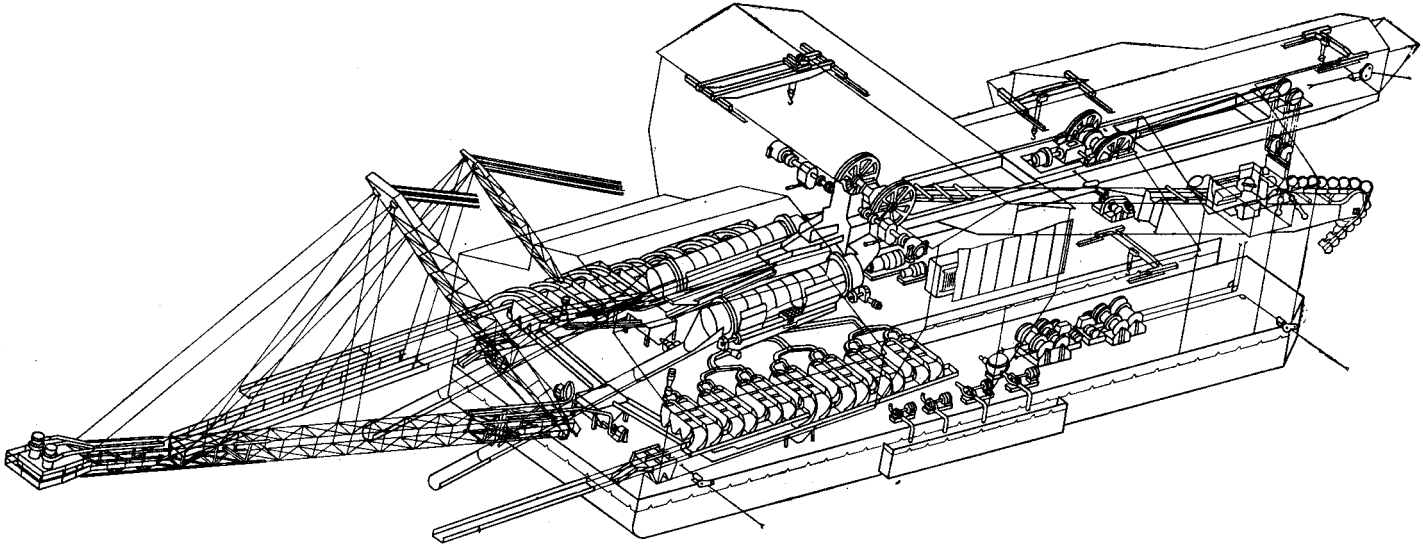


Рис. 68. Принципиальное устройство современной крупнолитражной драги фирмы «Симонс-Лобниц»

и очищать загрязненные воды для последующего использования. В условиях дражной разработки сточные воды могут быть очищены механическим и химическим способами. Первый из них предполагает строительство отстойных сооружений, второй — применение химических реактивов, обеспечивающих ускоренное выпадение взвесей в осадок.

В отечественной практике до сих пор был наиболее распространен способ механической очистки воды, применяемый на многих дражных и гидравлических полигонах. За рубежом чаще применяют химический способ с использованием в основном высокомолекулярных поликатионных флокулянтов типа «Сепарант 2610», «Санполи-К» и др.

В последнее время химический метод очистки промстоков с применением ускорителей осаждения — полиакриламидов (АМФ, ПАА, ПВП-190, ФМЦМ-2) и электролитов (Al_2O_3, $AlCl_3$, $Al_2(SO_4)_3$) начали применять и в Советском Союзе. Использование ускорителей осаждения позволяет достичь удовлетворительной очистки загрязненных вод в течение 30 мин. Себестоимость 1 м^3, осветленного слива составляет от 2,7 (АМФ) до 0,75 ($Al_2(SO_3)_4$, Al_2O_3) — 0,42 (АМФ + + $Al_2(SO_4)_3$) коп.

Следует предполагать, что с изысканием и применением новых более эффективных осадителей и совершенствованием технологии работ химический метод очистки и осветления промстоков получит преобладающее распространение, поскольку при сравнительно невысоких затратах он обеспечивает высококачественную очистку воды.

Драгу целесообразно оснащать специальным отвальным оборудованием, позволяющим восстанавливать нарушенную поверхность полигона непосредственно по мере ее продвижения. Таким оборудованием, в частности, оснащены драги некоторых зарубежных фирм. На рис. 68 приведена конструктивная схема современной крупнолитражной драги фирмы «Симонс-Лобниц» (Англия), отвальное оборудование которой представлено стальными самотечными желобами для укладки галечной фракции в нижние отвалы и гидротранспортной системой, пульпопроводы которой проложены по стакеру, для укладки эфелей в верхние отвалы. Такой порядок складирования хвостов промывки позволяет получать сзади драги отвальные площади с относительно ровным рельефом, поверхностный слой которых представлен породами эфельной фракции. Последующие сравнительно большие объемы бульдозерных работ по планировке этих площадей и наталкиванию на них пород вскрыши, выполненной ранее, обеспечивают полное восстановление поверхности полигона и возможность его дальнейшего использования для хозяйственных целей.

28. Системы разработки и способы выемки

Технологию добычных работ различают по особенностям выемки песков, которые определяются системами разработки и порядком выемки.

Система разработки определяет организационные формы, порядок и направление ведения очистного забоя. Главнейшими ее отличительными признаками являются число одновременно отрабатываемых забоев в разрезе одной действующей драги, т. е. его ширина,

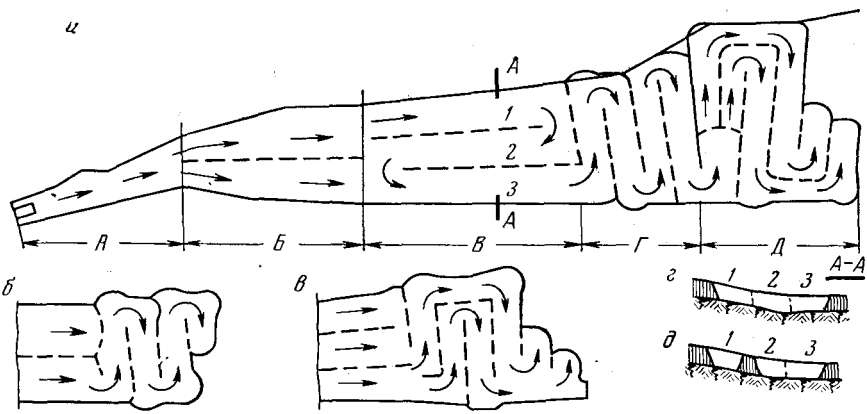


Рис. 69. Схема основных вариантов систем разработки россыпи многочерпаковыми драгами

необходимость оставления целиков для удержания воды или по другим причинам технологического порядка. Второстепенным признаком является принятый порядок перемещения рабочего борта разреза относительно оси долины — поперек или вдоль ее. Исходя из этого, на дражных разработках различают следующие системы (рис. 69):

1. Системы с одинарным забоем — системы с узким разрезом:
одинарно-продольная (рис. 69, *а*, участка *А*, *В*);
одинарно-поперечная (рис. 69, *а*, участок *Г*).

2. Системы со смежными забоями (двумя и более) — системы с широким разрезом:
смежно-продольная (рис. 69, *а*, участок *Б*);
смежно-поперечная (рис. 69, *а*, участок *Д*).

3. Системы с оставлением целиков (рис. 69, *д*):
с целиками продольная;
с целиками поперечная.

Кроме того, широко используются комбинированные системы (рис. 69, *б*, *в*), которые представляют собой различные сочетания основных вариантов, позволяющие в определенных условиях освоить месторождение с наибольшим эффектом. При применении систем разработки со смежными забоями подвигание каждого из них должно чередоваться в такой последовательности, чтобы драга имела возможность свободно перейти из одного смежного забоя в другой. Исходя из этого условия опережение отрабатываемого забоя (в зависимости от конструктивных параметров драги) может быть установлено по следующей зависимости:

$$d \leqslant \sqrt{(A+r)^2-(Б+б)^2}-(Г+l_р),\ м,$$

где A — длина черпаковой рамы, м;

r — радиус резания пород на нижнем черпаковом барабане, м;

$Б$ — высота установки верхнего черпакового барабана над палубой понтона, м;

$б$ — высота сухого борта понтона (фриборт), м;

$Г$ — расстояние от носа понтона до оси верхнего черпакового барабана, м;

$l_р$ — безопасный зазор между нижним краем черпаковой рамы (козырьком черпака) и поверхностью откоса забоя; $l_р = 0{,}4 \div 0{,}8$ м.

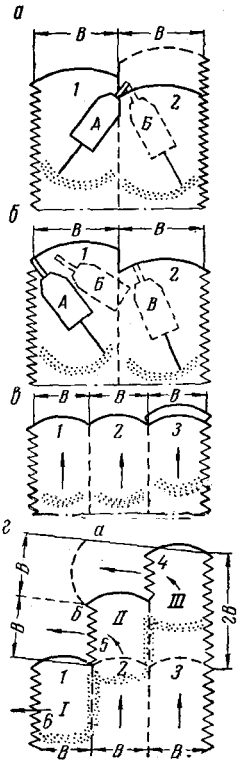


Рис. 70. Схемы ведения смежных забоев и перевода драги из одного забоя в другой

Методы ведения смежных забоев и их продвижения при двухзабойной (*а*, *б*) и трехзабойной (*в*, *г*) отработке полигона представлены на рис. 70.

Выбор наиболее рациональной системы разработки производят на основании технико-экономического анализа возможных вариантов с учетом всех факторов, влияющих на эффективность применения каждой из них в конкретных условиях.

В общем случае для обоснования применения той или иной системы разработки следует сопоставлять варианты по уровню достигаемой среднесуточной производительности, по величине суммарных потерь времени на технологические операции, т. е. простоев на зашагивание, остановок в углах забоя при переходе к выемке нижележащего слоя породы, на развороты драги при изменениях напра-

вления первоначального хода и на перемещение ее в смежные забои. Целесообразность перехода от систем разработки с одинарным забоем к системам со смежными забоями (рис. 71) ограничивается условием, при котором, в частности, среднесуточная производительность драги при работе в широком одинарном забое ($B_{\beta_{max}}$) будет меньше производительности, достигаемой при ведении двух смежных забоев наименьшей ширины ($B_{\beta_{min}}$).

Это условие выражается зависимостью

$$Q_{\beta_{max}} \leqslant \left(1 - \frac{T_c - T_o}{T}\right) Q_{\beta_{min}},$$

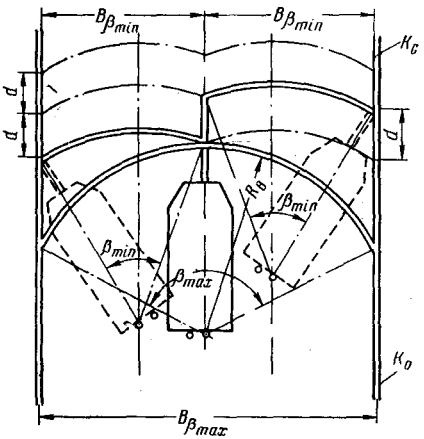


Рис. 71. Схема к обоснованию целесообразности применения систем разработки с одинарным и смежными забоями:

K_c, K_o — контур разреза при смежных и одинарных забоях

где $Q_{\beta_{max}}$ — суточная производительность драги при работе в одинарном забое наибольшей ширины, м³;

$Q_{\beta_{min}}$ — суточная производительность драги при работе в одинарном забое наименьшей ширины, м³;

T — число часов чистой работы драги в сутки без учета простоев на зашагивание, остановки в углах забоя, разворот и перевод в смежный забой, ч;

T_c и T_o — среднесуточные простои драги при осуществлении добычных работ с применением соответственно смежных и одинарных систем разработки, ч;

$$T_c = n_c\left[\frac{L}{a}t_1 + \frac{H}{h}t_2 + \frac{L}{d}t_4\right] + n_p t_3;$$

$$T_o = \frac{L}{a}t_1 + \frac{H}{h}t_2 + n_p t_3,$$

где L — суточный уход драги или линейное продвижение забоя (забоев) вперед, м;

d — допустимое опережение смежных забоев, м;

$n_р$ — количество разворотов драги в разрезе на 90° при изменении направления первоначального хода; при применении продольных систем разработки на россыпях с относительно выдержанными параметрами залегания и прямолинейными очертаниями промышленных контуров $n_р = 0$;

$n_с$ — количество смежных забоев, находящихся в одновременной работе;

H — мощность россыпи, срабатываемая черпаками, м;

h — толщина слоя породы, снимаемого черпаками за один ход драги по забою, м;

a — величина ухода (шага) драги на один забой, м;

t_1 — затраты времени на одно зашагивание, ч; $t_1 = 0{,}1 \div 0{,}5$ ч.

t_2 — простои драги в углах забоя при переходе к выемке нижележащего слоя породы, ч, $t_2 = 0{,}003 \div 0{,}02$ ч;

t_3 — простои, связанные с необходимостью разворота драги в разрезе на 90°, ч, $t_3 = 1{,}0 \div 8{,}0$ ч;

t_4 — простои на перевод драги из одного смежного забоя в другой, ч, $t_4 = 0{,}3 \div 1{,}5$ ч.

Значения среднесуточной производительности драги при различной ширине отрабатываемых забоев ($Q_в$) устанавливают расчетом (см. параграф 31).

Анализ расчетных показателей (см. выше) определяет граничные условия целесообразного применения систем разработки с одинарным или смежным забоями.

1. Если правая часть уравнения больше левой, то следует применять системы разработки с двумя или несколькими смежными забоями.

2. Если правая часть меньше левой, то следует предусматривать разработку россыпи одинарными забоями (ходами).

3. При равенстве левой и правой частей оба варианта равноценны.

Наиболее целесообразный порядок разработки всего месторождения недостаточно обосновывать лишь сопоставлением приемлемых систем разработки по достижению наивысшей производительности драги по горной массе и количественным показателям технологических простоев. Необходимо также соизмерять суммарные расходы средств на проведение специального комплекса работ, связанных с особенностями каждого порядка разработки, с количеством и стоимостью полезного ископаемого, которое будет дополнительно добыто. Если ценность дополнительного металла окажется равной суммарным расходам на дополнительные работы или несколько выше их, то применение данного варианта следует считать эффективным. Это условно выражается зависимостью

$$\Delta Q T_э \mu C_{ср} Ц_о \geqslant \sum P_д,$$

где ΔQ — превышение среднесуточной производительности драги за счет применения данного порядка разработки по отношению к другим вариантам, м³;

$T_э$ — срок отработки данного участка россыпи, суток;

μ — намывочный коэффициент;

$C_{ср}$ — среднее содержание на массу, г/м³;

$Ц_о$ — предельно допустимая в данном районе или среднеотраслевая себестоимость добычи (расчетная цена) 1 г металла, руб.;

$\sum P_д$ — суммарные расходы на проведение дополнительного комплекса работ (перенос и наращивание ЛЭП и подъездных путей; перенос подсобных зданий и сооружений; перевозка материалов, людей и т. п.), связанных с осуществлением данного порядка разработки россыпи, руб.

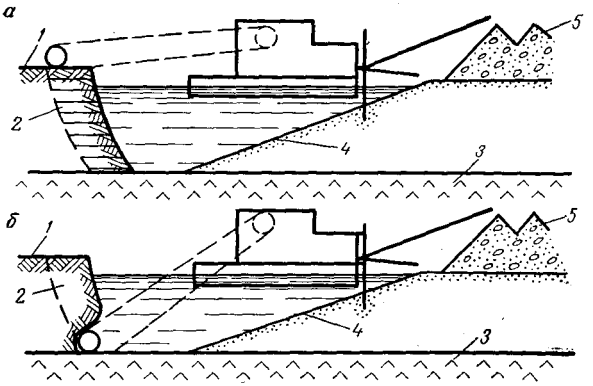


Рис. 72. Схема выемки в забое черпаковой цепью драги:

а — слоевой способ; *б* — выемка поддором — с подработкой уступа; *1* — поверхность россыпи; *2* — забой; *3* — плотик; *4* — эфельный отвал; *5* — галечный отвал

Способы выемки на дражных разработках различаются по последовательности и порядку извлечения породы в вертикальной и горизонтальной плоскостях забоя. Выемка в вертикальной плоскости подразделяется (рис. 72) на слоевую (*а*) и смешанную поддором (*б*).

Смешанный способ выемки с подработкой уступа (поддором) применяется иногда при разработке россыпей небольшой мощности и повторной переработке площадей.

Преобладающее распространение имеет слоевой способ выемки. Основным его достоинством является возможность регулирования в процессе отработки забоя коэффициента наполнения черпаков в зависимости от характера пород и содержания в них металла. В чистом виде этот способ позволяет производить раздельную выемку пустых пород и металлосодержащих песков, что весьма важно при разработке россыпей с резко выраженными границами между торфами и песками. Величина послойного опускания черпаковой рамы

h, при которой будет обеспечиваться наименьший удельный расход электроэнергии на выемку пород и наибольшее наполнение черпаков, устанавливается в зависимости от характера пород ρ и принятой величины зашагивания по уравнению

$$h = 0{,}1\frac{\sqrt{41E}}{a\rho}, \text{ м},$$

где E — геометрическая емкость черпака, м³;
a — шаг (уход) драги на один забой, м;
ρ — коэффициент разрыхления пород.

Оптимальные значения опускания черпаковой рамы в процессе слоевой выемки пород в зависимости от величины ухода (шага) забоя и мощности драги приведены в табл. 98.

Таблица 98

Оптимальная величина слоя породы, срабатываемого черпаками за один ход драги вдоль забоя

Шаг драги, м	150-л	210-л	250-л	380-л
	Предельная глубина черпания, м			
	9,3	11	12	15/30
1,5	0,18	0,22	0,24	0,29
2,0	0,16	0,19	0,21	0,25
2,5	0,14	0,16	0,18	0,22
3,0	0,13	0,15	0,17	0,20
3,5	0,12	0,14	0,16	0,19
4,0	0,11	0,13	0,15	0,18
4,5	0,10	0,12	0,14	0,17
5,0	—	0,11	0,13	0,16

Глава V

ПАРАМЕТРЫ ЗАБОЯ И РЕЖИМА РАБОТЫ ДРАГ

29. Уход забоя

Уход забоя, определяемый величиной зашагивания драги, устанавливают при разработке россыпи, представленной напластованием пород различной крепости, исходя из средних условий эффективности черпания всей толщи наносов. Минимальную величину шага необходимо определять из условия эффективности черпания

Таблица 99

Предельное значение величины шага (ухода) различных моделей свайных драг на один забой

Модель драги	Емкость черпака, л	Предельная подводная глубина черпания, м	Допустимая величина зашагивания, м	
			наибольшая по конструктивным возможностям	рациональная по условиям полноты выемки песков
ИЗТМ	150	9,3	5,0	2,6—4,2
ИЗТМ	210	11,0	6,0	2,3—4,6
ИЗТМ	250	12,0	6,5	3,0—4,8
ММЗ	380	15,0	7,0	3,8—5,8
ОМ-431	380	30,0	8,5	
ИЗТМ	600	50,0	10,0	4,4—6,9

легких пород (I—II класса), поскольку наибольшие размеры сечения стружки при слоевой выемке ограничиваются конструктивными параметрами черпака. Максимальную же величину шага устанавливают, как правило, из условия эффективности черпания пород высоких классов крепости. Однако при большой величине ухода требуемая толщина слоя при выемке тяжелых пород (IV—VI классов) снижается до 0,08—0,11 м и процесс черпания становится неэффективным. В общих случаях величину шага на один забой при принятых параметрах выемки следует определять по уравнению

$$a = \frac{En\eta_н}{60v_б\rho h}, \text{ м},$$

где n — количество черпаков, проходящих через верхний черпаковый барабан в минуту (скорость черпания), черп/мин;

$\eta_н$ — коэффициент наполнения черпаков породой;

$v_б$ — скорость бокового перемещения драги вдоль забоя, м/сек.

При установлении величины ухода необходимо учитывать влияние ее на объем эксплуатационных потерь в межшаговых целиках и бортах россыпи.

Для россыпей с высоким содержанием полезного ископаемого и глубиной залегания, близкой к паспортным возможностям драги, не рекомендуется по условиям полноты выемки песков допускать величину шага на один забой более двукратного конструктивного размера радиуса резания пород на нижнем черпаковом барабане. Для бедных неглубоких россыпей (глубина менее среднепаспортной глубины черпания) не рекомендуется величина шага более трехкратного радиуса. Исходя из этого предельно допустимая величина шага драги определяется уравнением

$$a_п = (1{,}8 \div 2{,}8)\, r, \text{ м},$$

где $a_п$ — величина шага драги на один забой, при котором обеспечивается наибольшая полнота выемки промышленных песков, м;

r — радиус резания пород на нижнем черпаковом барабане, м.

В табл. 99 приведены предельно допустимые значения величины зашагивания различных моделей свайных драг исходя из конструктивных возможностей и условий полноты выемки промышленных песков.

30. Ширина забоя

Ширина забоя (одинарного) оказывает наибольшее влияние на производительность драги. В общем случае она может изменяться в сравнительно большом диапазоне, ограничиваемом, с одной стороны, конструктивными параметрами драги, с другой — величиной допустимого снижения производительности.

Наименьшая рабочая ширина одинарного забоя (ухода) применяется при отработке узких полигонов, когда сужение забоя (хода) до его допустимых наименьших размеров позволяет сократить, а иногда и полностью избежать разубоживания песков бортовыми породами. Однако конструктивные параметры свайных драг не всегда позволяют вести выемку пород в забоях очень малой ширины. Поэтому для избежания выклинивания забоя необходимо принимать такой наименьший угол маневрирования β драги, при котором при отработке углов забоя создается достаточный и безопасный зазор e на уровне днища между скуловым угольником понтона и краями бортовых выступов разреза (рис. 73, *а*).

Если россыпь выдержанная и представлена породами нормальной валунистости (каменистости) при относительно ровном рельефе плотика, то наименьшая ширина одинарного хода (забоя) должна устанавливаться исходя из обеспечения полноты выемки песков при заданном угле маневрирования β.

Если россыпь валунистая или имеет большие подъемы плотика, то допустимую наименьшую ширину одинарного хода (забоя) следует устанавливать исходя из обеспечения возможности разворота драги в разрезе на 90° и 180°, чтобы в случае необходимости можно было обойти такие площади, изменив направление первоначального хода (рис. 73, *б*).

Методика расчета

Задано:

1. Предельная подводная мощность россыпи — H_1, м.
2. Общая мощность россыпи — H, м.
3. Величина зашагивания драги на один забой — a, м.
4. Конструктивные параметры драги (см. табл. 74).

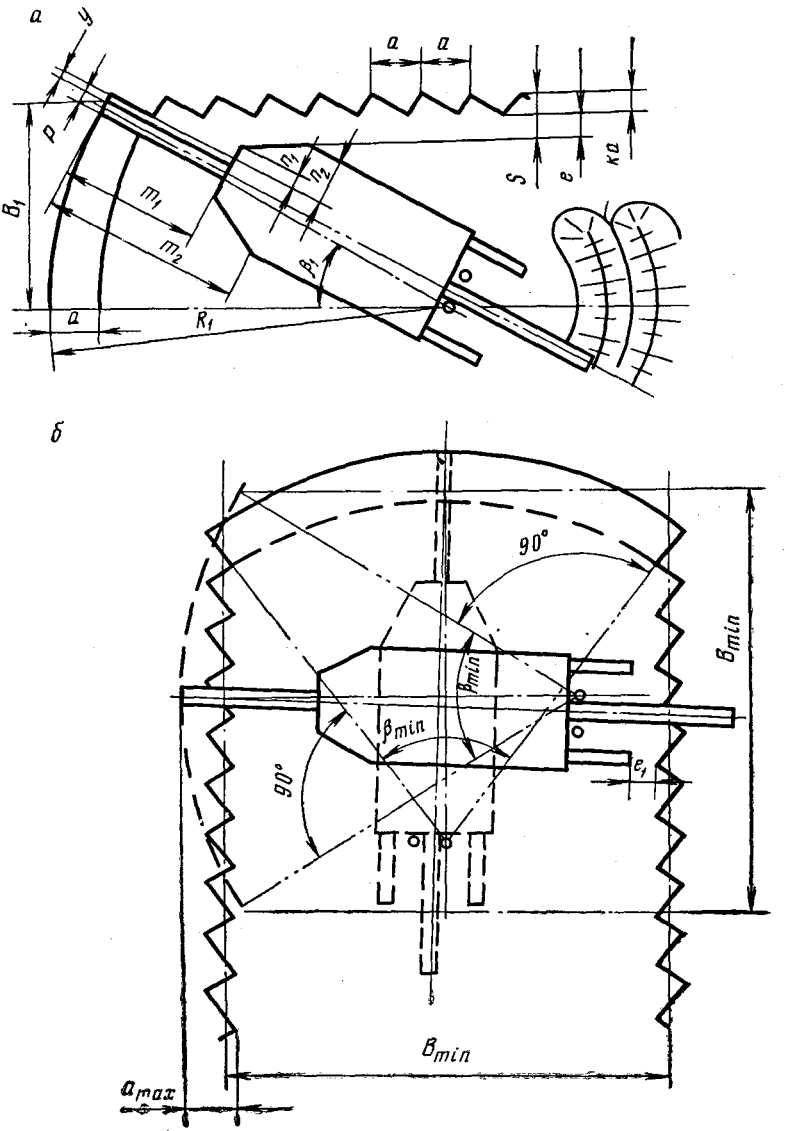


Рис. 73. Положение драги в разрезе:
а — при отработке угла забоя; *б* — при развороте на 90°

Определяют:

1. Радиус черпания драги:

а) на уровне днища понтона

$$R_0 = Д + Ю - Г + \sqrt{(А + r)^2 + (Б + б + О)^2},\ м;$$

б) по поверхности россыпи

$$R_1 = Д + Ю - Г + \sqrt{(А + r)^2 - (Б + б + Н_1 - Ю)^2},\ м;$$

в) по плотику россыпи

$$R = Д + Ю - Г + \sqrt{А^2 - (Б + б + Н - r)^2},\ м.$$

Наименование и значение входящих в эти уравнения величин даны в табл. 74.

2. Устанавливают исходные значения (рис. 73, *а*):

а) величины S

$$S = e + Ka,\ м,$$

где e — безопасный зазор на уровне днища понтона, устанавливаемый в зависимости от высоты надводного борта россыпи $Н_2$; принимается равным $(0{,}1—0{,}2) \cdot Н_2$, м;

K — коэффициент высоты бортового зуба дражного разреза (табл. 100);

a — величина шага драги на один забой, м.

Таблица 100

Коэффициент высоты бортового зуба

Модель драги	Емкость черпака, м	Коэффициент K
ОМ-431	380	0,38
ММЗ	380	0,43
ИТЗМ	250	0,46
ИЗТМ	210	0,47
ИЗТМ	150	0,49

б) величин m_1 и n_1:

$$m_1 = R_0 - (Д + Ю),\ м;$$

$$n_1 = 0{,}5\,(Э - p - 2У),\ м;$$

в) величин m_2 и n_2:

$$m_2 = R_0 - (Д + Ю - Я),\ м;$$

$$n_2 = 0{,}5\,(Ш - Р - 2У),\ м.$$

Значения входящих в формулы величин даны в табл. 74.

3. Наименьший рабочий угол маневрирования драги (рис. 73, *а*):

а) при подстановке значений m_1 и n_1;

б) при подстановке значений m_2 и n_2:

$$\beta_{min} = 16{,}7 \sqrt{100\left[1 - \frac{m_{1,2}\sqrt{m_{1,2}^2 + n_{1,2}^2 - S^2} - n_{1,2}S}{m_{1,2}^2 + n_{1,2}^2}\right]}, \text{ град.}$$

Окончательно принимается большее значение B_{min}.

4. Наименьшая допустимая по условиям нормальной эксплуатации драги и полноты выемки песков ширина одинарного забоя (хода):

а) по поверхности россыпи

$$B_{1\,min} = 2R_1 \sin\frac{\beta_{min}}{2}, \text{ м;}$$

б) по плотику россыпи

$$B_{min} = 2R \sin\frac{\beta_{min}}{2}, \text{ м.}$$

5. Наименьшая рабочая ширина одинарного забоя (хода, разреза) драги из условия возможности ее разворота в разрезе на 90° (рис. 73, *б*):

а) по поверхности россыпи

$$B'_{1\,min} = R_1 + l + e_1 - (a_{max} + Ю), \text{ м;}$$

б) по плотику россыпи

$$B'_{min} = R + l + e_1 - (a_{max} + Ю), \text{ м,}$$

где l — длина хвостовых колод (см. табл. 74), м;

a_{max} — наибольшая возможная по конструктивным соображениям величина зашагивания драги на один забой (см. табл. 74), м;

e_1 — безопасный зазор между концами хвостовых колод и бортом разреза, $e = 1 \div 4$ м.

Наибольшая ширина одинарного хода (забоя) применяется при необходимости предотвращения потерь промышленных песков в бортах россыпи или при переходе драги на работу смежными забоями. Установление целесообразных размеров необходимо проводить с учетом следующих условий:

при отработке углов забоя расположение береговых роликов должно исключить возможность трения носовых канатов по обшивке понтона и обеспечить рациональный режим работы добычного и маневрового устройств в пределах допустимых нагрузок приводных механизмов;

суточная производительность драги в одинарном забое наибольшей ширины не должна быть меньше производительности, которая может быть достигнута при отработке этого участка россыпи двумя смежными забоями наименьшей ширины, что выражается зависимостью

$$Q_{\beta_{max}} \geqslant \left[1 - \frac{L\left(\frac{t_1}{a} + \frac{2t^3}{d}\right) + \frac{H}{h} t_2}{T}\right] Q_{\beta_{min}}.$$

При работе драги в одинарном широком забое в большинстве случаев обеспечивается более высокая производительность, чем при отработке россыпи двумя смежными забоями наименьшей ширины. Это обусловливается тем, что при смежных системах разработки угол маневрирования в каждом смежном забое может быть значительно меньше, чем это допускается по условиям работы в одинарном узком разрезе. В результате производительность снижается в большей степени и преимущества отработки россыпи одинарным забоем на всю ее ширину становятся еще более очевидными. При применении одинарных забоев, ограниченных по ширине допустимым наибольшим углом маневрирования, снижение среднесуточной производительности драги в зависимости от ее конструктивных особенностей не превышает 9—15% по отношению к возможной наивысшей производительности.

Методика расчета

Задано:

1. Предельная подводная мощность россыпи — H_1, м.
2. Общая мощность россыпи — H, м.
3. Конструктивные параметры драги (см. табл. 74).

Определяют:

1. Радиус черпания драги:

а) на уровне воды в разрезе

$$R_в = Д + Ю - Г + \sqrt{(А + г)^2 - (Б + б)^2},\ м;$$

б) на уровне поверхности россыпи и на уровне плотика, как и в предыдущей методике.

2. Радиусы вращения точки приложения равнодействующей силы тягового усилия ветвей маневрового каната (рис. 74):

а) на уровне воды в разрезе

$$r_в = \frac{A\,[(R_в - r) + (Д + Ю - P_1)] - f\,[(R_в - r) - (Д + Ю - Г)]}{2A},\ м;$$

б) на уровне поверхности россыпи ($r'_в$) при подстановке в предыдущую формулу значения R_1, на уровне плотика россыпи ($r''_в$) при подстановке значения R.

3. Наибольший рабочий угол маневрирования драги

$$\beta_{max} = 17{,}5\sqrt{100\left[1 - \frac{R_в - r_в}{Z}\right]}, \text{ град},$$

где β_{max} — наибольший (полный) угол маневрирования драги, град;
Z — предельное (табл. 101) расстояние от оси берегового ролика до угла забоя (шаг передвижки берегового ролика), м.

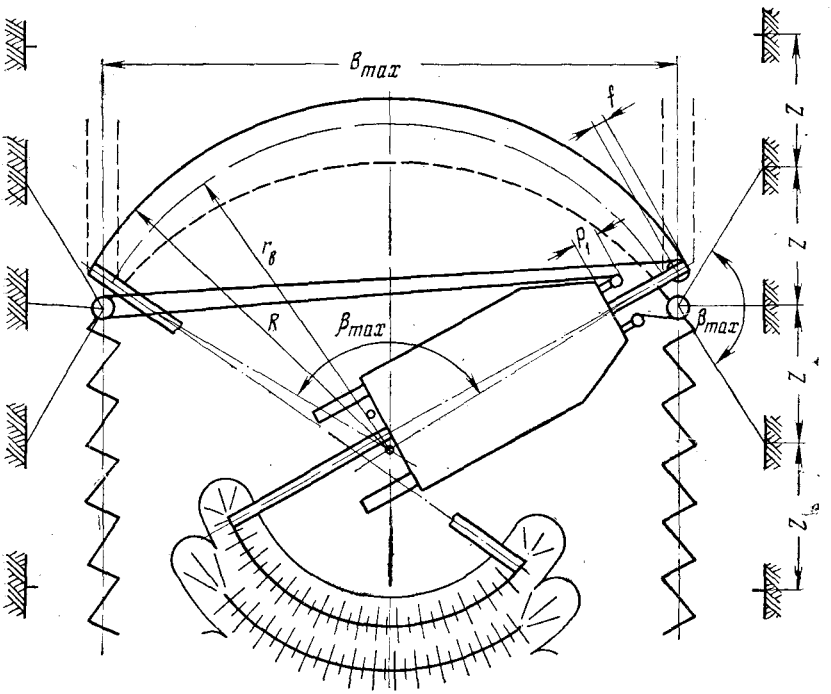


Рис. 74. Схема положения драги в углах разреза при работе с широким забоем

Значения величины Z для различных моделей драг в зависимости от ширины рабочего разреза (забоя) приведены в табл. 102.

4. Наибольшая рабочая ширина одинарного разреза (забоя):

а) на уровне воды

$$B_{\beta_{max}} = 2R_в \sin\frac{\beta_{max}}{2}, \text{ м};$$

б) по поверхности и плотику россыпи — по уравнению при подстановке значений соответственно R_1 или R.

Таблица 101

Оптимальное положение берегового ролика носовых канатов относительно забоя

Модель драги	Емкость черпака, л	Предельная подводная глубина черпания, м	Предельные расстояния от оси берегового ролика до угла забоя, м	Оптимальные значения шага передвижки берегового ролика, м
ИЗТМ	150	9,3	7—15	8
ИЗТМ	210	11	9—20	11
ИЗТМ	250	12	12—23	11
ММЗ	380	12	12—23	11
ОМ-431	380	30	15—28	13

Таблица 102

Предельные значения шага передвижки берегового ролика носовых маневровых канатов в зависимости от ширины одинарного забоя для различных моделей свайных драг

Предельные значения шага передвижки берегового ролика носовых канатов, м	*Ширина одинарного забоя B, м*				
	ИЗТМ, 150 л	ИЗТМ, 210 л	ИЗТМ, 250 л	ММЗ, 380 л	ОМ-431, 380 л
8	До 65	До 62	До 60	До 75	—
10	72	79	76	81	—
12	75	88	88	90	—
14	77	92	95	95	До 90
16	78	95	99	97	102
18	79	97	102	99	112
20	—	98	105	101	127
22	80	99	106	102	136
24	—	100	107	103	143

В общем случае наибольшая рабочая ширина (B_{max}) одинарного забоя (хода) и рациональное значение, допустимое по условиям обеспечения нормальной работы драги, шага передвижки берегового ролика (Z) могут быть установлены путем расчета по следующим формулам:

$$B_{max} = \frac{R\sqrt{Z^2-(R-r_в)}}{0{,}5Z}, \text{ м;}$$

$$Z_р = 0{,}1R\sqrt{100\frac{(R-r_в)^2}{R^2-0{,}25B^2}}, \text{ м.}$$

Наивыгоднейшая ширина одинарного забоя (хода) драги, устанавливаемая исходя из условий достижения наивысшей производительности драги по горной массе, определяется наивыгоднейшим углом маневрирования по следующему уравнению:

$$\beta_н = 47{,}8 \sqrt[3]{1000 \frac{V_б h}{H R_с} \left(t_1 + \frac{H}{h} t_2\right)}, \text{ град,}$$

где t_1 — продолжительность зашагивания драги на новый забой, $t_1 = 4 \div 30$ мин;

t_2 — простой драги в углах забоя при переходе к выемке нижележащего слоя, $t_2 = 0{,}2 \div 1$ мин;

H — мощность россыпи, срабатываемая черпаками, м;

$R_с$ — радиус черпания драги на среднем горизонте россыпи, м;

$$R_с = Д + Ю - Г + \sqrt{(А + r)^2 - (Б + б + H_1 - 0{,}5H)^2}, \text{ м.}$$

Наивыгоднейшую ширину одинарного забоя (хода) по поверхности или плотику россыпи рассчитывают при соответствующих значениях R_1 или R по уравнению

$$B_н = 2R \sin \frac{\beta_н}{2}, \text{ м.}$$

Диапазон наивыгоднейших углов маневрирования для некоторых свайных драг значительно сужается, так как допустимые наименьшие углы маневрирования оказываются большими по абсолютной величине, чем наивыгоднейшие. Это указывает на несовершенство конструктивных параметров драги, особенно формы обвода понтона в районе фор-пика и носового скоса.

При установлении рациональных параметров забоя следует тщательно увязывать наивыгоднейшую и наименьшую ширину одинарного забоя (хода), что удобно осуществить путем построения графика изменения среднесуточной производительности драги в зависимости от угла маневрирования (рабочей ширины одинарного забоя). Сравнительная пологость кривых и точках перегиба, определяющих наивыгоднейший угол маневрирования, обеспечивает возможность некоторых отступлений от наивыгоднейшей ширины одинарного забоя, поскольку производительность драги снижается незначительно ($\pm 10\%$). В частности, возможность таких отступлений следует учитывать, если при этом обеспечивается сокращение эксплуатационных потерь и разубоживания песков.

Если ширина забоя (забоев) не совпадает с шириной промышленной части россыпи, то при установлении наивыгоднейших размеров забоя (хода) недостаточно учитывать только суточную производительность драги по горной массе, поскольку основное влияние

на выбор ширины забоя будет оказывать количество суточного намыва металла. В этом случае необходимо выявить такую ширину забоя, при которой разубоживание будет наименьшим и сократятся потери металла в бортах россыпи. Решение этого вопроса может быть ограничено следующими предельными вариантами.

1. Отработка площади без разубоживания, но с шириной разреза (забоя) менее наивыгоднейшей и с пониженной производительностью драги. При этом суточная добыча металла M_1 определяется следующим уравнением:

$$M_1 = K_{сн} Q_{max} \mu C_{ср},$$

где $K_{сн}$ — коэффициент снижения производительности за счет отступления от наивыгоднейшей ширины забоя, определяемый отношением фактической производительности драги при заданной ширине забоя и производительности, достигаемой при наивыгоднейшей ширине забоя, значения которых устанавливаются расчетом по уравнению (см. параграф 31);

Q_{max} — наивысшая суточная производительность драги при работе с наивыгоднейшей шириной забоя, м³;

μ — намывочный коэффициент;

$C_{ср}$ — среднее содержание, г/м³.

2. Отработка площади с разубоживанием за счет прирезки забалансных запасов, но при достижении наивысшей производительности драги. При этом суточную добычу металла M_2 определяют по уравнению

$$M_2 = K_{сс} Q_{max} \mu C_{ср},$$

где $K_{сс}$ — коэффициент снижения среднего содержания за счет разубоживания песков бортовыми породами.

Окончательно принимают тот вариант, который обеспечивает лучшие технико-экономические показатели работы.

31. Производительность и технико-экономические показатели работы многочерпаковых драг

Производительность драги зависит от конструкции черпающего и маневрового устройства, крепости разрабатываемых пород, а также от горногеологических особенностей залегания россыпи и принятых организационных форм разработки.

Расчетная часовая производительность драги при непрерывной работе и постоянной скорости движения черпаковой цепи определяется по уравнению

$$Q_ч = \frac{60nE}{\rho} \eta_н, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где n — скорость движения черпаковой цепи, черп/мин;
E — геометрическая емкость черпака, м^3;
$\eta_н$ — средний коэффициент наполнения черпаков породой (табл. 103, 104);
ρ — средневзвешенный коэффициент разрыхления пород.

Таблица 103

Средние значения коэффициента наполнения черпаков драги при разработке пород различного литологического состава*

Характеристика пород	Конструкция черпаковой цепи	
	сплошная	прерывистая
Песок, супесь, неплотный чернозем	0,6—0,9	0,6—0,8
Легкие связные пески, легкий суглинок, песок крупнозернистый с мелкой галькой, мелкий речник без валунов, плотный растительный грунт . .	0,9—1,05	0,8—0,9
Уплотненный глинистый песок, речник с галькой, глинистые породы средней плотности, мелкий щебень скальных пород	0,7—0,9	0,7—0,8
Тяжелая сухая глина с валунами до 10%, речник с крупными валунами, дресва	0,5—0,7	0,5—0,6
Тяжелые глины с валунами свыше 10%, песок с галькой, сцементированный пористым материалом, чешуйчатые мягкие сланцы, мерзлые песчаные породы	0,4—0,5	0,4

* В зимних условиях наполнение черпаков снижается на 20—30%.

Таблица 104

Значения коэффициентов наполнения черпаков породой при свайном маневрировании драги в зависимости от изменения угла поворота (ширины одинарного забоя) при условии, что коэффициент наполнения черпаков в центральной части забоя равен единице

Коэффициент наполнения черпаков	Половина угла маневрирования драги при обработке забоя на полную ширину, град					
	40	50	60	70	80	90
Средний по забою	0,92	0,88	0,81	0,77	0,70	0,63
При отработке углов забоя	0,77	0,64	0,50	0,34	0,16	0,00

Среднесуточная производительность драги определяется по уравнению

$$Q_{сут} = 24\eta_и Q_ч, \text{ м}^3/\text{сутки},$$

где $\eta_и$ — коэффициент использования рабочего времени в период суток, определяемый отношением продолжительности чистого времени работы драги в течение суток T (в часах) к длительности суток, т. е. к 24 ч;

$$\eta_и = \frac{T}{24}.$$

Фактические значения $\eta_и$ и показатели использования рабочего времени при эксплуатации драг в различные календарные периоды сезона по данным некоторых золотопромышленных районов приведены в табл. 105.

Таблица 105

Изменение коэффициента использования рабочего времени при эксплуатации драг в различные периоды сезона

Период работы драги	Район работы			
	Средний Урал		Восточная Сибирь	
	Емкость черпака драги, л			
	250	380	250	380
Март	0,75	0,77	—	—
Апрель	0,79	0,66	0,68	0,65
Май	0,86	0,75	0,77	0,74
Июнь	0,80	0,77	0,78	0,76
Июль	0,76	0,72	0,79	0,75
Август	0,73	0,76	0,64	0,75
Сентябрь	0,53	0,77	0,75	0,72
Октябрь	0,55	0,60	0,74	0,67
Ноябрь	0,63	0,83	0,70	0,62
Декабрь	0,52	0,70	0,61	0,47
Среднегодовой	0,66	0,60	0,73	0,72

Средневзвешенный коэффициент разрыхления пород ρ по всей мощности отрабатываемого забоя (россыпи) определяется по уравнению

$$\rho = \frac{\rho' H' + \rho'' H'' + \rho_z Z}{H_р + Z},$$

где ρ' — коэффициент разрыхления легких пород;
ρ'' — то же, но пород повышенной крепости;
ρ_z — то же, плотика;

Таблица 106

Сравнительные технико-экономические показатели работы многочерпаковых драг в различных россыпных районах

Район работы драг	Емкость черпака, л	Род потребляемой энергии*	Продолжительность промывочного сезона, сутки	Число часов чистой работы драги в сутки	Производительность по горной массе		Производительность труда на одного работающего, м³/чел-смену	Удельный расход электроэнергии, квт. ч/м³
					среднечасовая, м³/ч	сезонная, тыс. м³		
Южный Урал	210—250	Эл.	320—350	18,0—18,5	200—235	1200—1500	140—160	1,7—1,9
Средний Урал	150—175	»	235—255	17,0—18,0	160—180	700—800	110—130	1,8—2,3
	210—250	»	220—245	18,5—19,0	220—250	900—1200	130—160	1,7—2,0
	380	»	240—330	18,5—19,5	420—470	2100—2700	220—290	1,5—1,7
Енисей	140	Пар.	230—250	17,5—18,5	65—85	250—330	30—55	0,02—0,03**
	200	»	180—250	17,0—19,0	70—100	300—400	30—80	0,025—0,035**
	150	Эл.	215—235	18,0—19,5	130—160	550—660	70—85	1,8—1,9
	250	»	220—250	18,0—19,0	220—255	900—1150	110—155	2,0—2,4
Западная Сибирь	150	»	300—320	17,5—18,0	100—130	550—730	80—100	2,4—4,0
	250	»	300—330	17,0—18,0	210—240	1000—1250	80—110	1,8—2,1
Забайкалье	210—250	»	215—260	18,5—20,0	190—240	800—1200	160—200	2,1—2,4

Лена	210—250 380	» »	190—230 215—235	17,5—19,0 17,5—19,5	110—170 340—390	450—720 2200—1700	60—80 120—165	2,9—3,7 2,5—2,9
Алдан	150 250 380	» » »	200—250 200—250 240—250	19,0—20,0 18,0—20,0 17,0—18,0	140—190 200—250 320—340	550—950 800—1150 1300—1400	110—130 120—160 130—150	1,8—2,1 1,9—2,4 2,0—2,1
Амур	150 210—250 380	» » »	175—205 200—235 185—200	19,0—20,0 18,5—20,0 18,5—19,5	180—200 210—310 260—300	650—800 1100—1450 950—1100	140—185 150—240 180—200	1,6—2,0 1,6—2,3 1,2—1,8
Приморье	150 210—250 380	» » »	230—240 210—250 195—205	18,5—19,5 18,0—19,5 18,5—19,0	160—180 180—220 370—390	700—850 850—1100 1350—1450	110—135 110—150 235—240	1,7—2,2 2,1—2,5 2,2—2,3
Северная Якутия	150 210—250	» »	160—170 160—200	19,0—20,5 19,0—21,0	90—110 135—190	250—350 500—700	80—95 110—150	3,1—3,4 2,7—3,5
Колыма	210—250	»	140—170	20,5—22,5	190—240	550—820	180—250	2,4—3,7
Чукотка	250	»	115—135	18,5—20,5	130—185	310—470	100—140	2,6—3,6

* Эл. — драги с электрическим приводом; Пар. — то же, с паровым приводом;
** Дан расход дров в м³ на 1 м³ перерабатываемой горной массы.

H', H'', Z — выемочная мощность пород соответственно легких, повышенной крепости и плотика при его задирке, м;

$H_р$ — полная (выемочная) мощность россыпи, м.

Средневзвешенный коэффициент наполнения черпаков определяется уравнением

$$\eta_н = \frac{\rho (H_р + Z)}{\rho' \frac{H'}{\eta'_н} + \rho'' \frac{H''}{\eta''_н} + \rho_Z \frac{Z}{\eta_z}},$$

где $\eta'_н$, $\eta''_н$, η_z — коэффициент наполнения черпаков соответственно при выемке пород легких, повышенной крепости и плотика.

При соблюдении рациональных параметров разработки средний по забою коэффициент наполнения черпаков будет постоянно сохраняться в оптимальных пределах, благодаря чему удельная производительность драги достигает наивысших значений, возможных в данных условиях залегания россыпи. В этом случае величина среднезабойного коэффициента наполнения черпаков $\eta_{н.\,ср.\,о}$ может быть установлена по следующему уравнению:

$$\eta_{н.\,ср.\,о} = 3703 \frac{v_б h a \rho \sin \frac{\beta_н}{2}}{En \frac{\beta_н}{2}},$$

где $v_б$ — боковая скорость перемещения драги вдоль забоя, м/сек;

h — оптимальная толщина слоя породы, снимаемого черпаками за один ход драги по забою, м;

$\beta_н$ — наивыгоднейший угол маневрирования драги в одинарном забое, град;

a — величина шага (ухода) драги на один забой, м.

Суточная производительность драги в различных условиях разработки с учетом принятых параметров одинарного забоя, режимов слоевой выемки и организации добычных работ рассчитывается по уравнению

$$Q_{сут} = \frac{3600 v_б H_р a T R_с \sin \frac{\beta}{2}}{0{,}0175 K_с R_с \frac{\beta}{2} + 30 v_б (t_1 + K_с t_2)}, \text{ м}^3,$$

где β — рабочий угол маневрирования драги, град;

0,0175 — цифровой коэффициент перевода градусов в радианы;

$K_с = \frac{H_р}{h}$ — число слоев породы, срабатываемых черпаками при послойной отработке одного забоя.

Пределы изменения среднечасовой и сезонной производительности, а также других важнейших технико-экономических показателей при работе многочерпаковых драг в различных россыпных районах приведены в табл. 106.

32. Режим работы и обслуживающий персонал драг

В промывочный сезон драги эксплуатируются круглые сутки при непрерывной рабочей неделе. Каждая из четырех дражных бригад обычно работает по скользящему графику в три восьмичасовые смены с двумя выходными днями в неделю. Береговые работы выполняются бригадой береговых рабочих, сполоск и доводка концентратов — специальной бригадой.

Таблица 107

Нормативы явочной численности обслуживающего персонала драг

Профессия	Единица измерения	Тип драги				
		электрические		паровые		дизельные
		Емкость черпака, л				
		380—150	малолитражные	200—140	малолитражные	
Драгер	Чел/смену	1	1	1	1	1
Старший машинист (машинист паровой, дизельной драги)	То же	1	—	1	—	1
Кормовой машинист	»	1	1	1	1	1
Верхний машинист	»	1	1*	—	—	—
Транспортерщик	»	1**	—	—	—	—
Дежурный электрослесарь	»	1	—	—	—	—
Матрос	Чел/сутки	—	1	1	1	1
Кочегар (машинист-кочегар малолитражн. драги)	Чел/смену	1	1	1	1	1
Зольщик	Чел/сутки	—	—	1***	—	—
Концентраторщик-отсадчик при обслуживании до 6 отсадочных машин	Чел/смену	1	—	1	—	—
То же, при обслуживании более 6 отсадочных машин	То же	2	—	2	—	—
	»	1	—	1	—	—
Пробщик-промывальщик	Чел/сутки	—	1	—	1	1

* Только на малолитражных драгах с черпаками емкостью 75—80 л.

** Только на крупнолитражных драгах глубокого черпания (ОМ-430, ОМ-431), а также при драгировании россыпей с содержанием валунов +200 мм более 20% по объему.

*** Только при обслуживании кочегаром двух паровых котлов и более.

Квалификационные требования к обслуживающему персоналу регламентируются тарифно-квалификационными справочниками, а также Правилами технической эксплуатации и Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Состав дражной бригады устанавливают в соответствии с нормативами, рассчитанными на явочную численность в человеко-сменах (без учета подмены, отпусков, болезней и других невыходов), необходимую для обеспечения нормальной эксплуатации драг различного типа и мощности. Нормативы явочной численности дражных бригад для различных драг приведены в табл. 107, а персонала, обслуживающего сполоск шлюзов и доводку концентратов, — в табл. 108, 109.

Таблица 108

Нормативы явочной численности, чел/смену сполосчиков на драгах

Площадь шлюзов, м²	Емкость черпака драг, л					
	140—250			380 и более		
	Вид сполоска шлюзов					
	саморазгружающимися шлюзами	самотечный	ручной	саморазгружающимися шлюзами	самотечный	ручной
До 120	1	2	3	1	2,5	3
121—200	1	3	4			
201—300	1	4	5	1	3	4
301—400	1	5	6	1	4	5
401—550	—	—	—	2	5	6
551—700	—	—	—	2	6	7
Более 700	—	—	—	2	7	8

Примечания: 1. При полной амальгамации шлихов, а также в осенне-зимний период работы численность сполосчиков увеличивается на одного человека в сутки.

2. При многоразовом сполоске численность сполосчиков увеличивается пропорционально увеличению повторно споласкиваемой площади шлюзов.

3. При использовании на сполоске гидроэлеваторов (концентратососов) численность сполосчиков уменьшается на 20% ($K=0,8$).

4. При контейнерной съемке и доводке концентратов на береговой шлихообогатительной установке численность сполосчиков на драгах с самотечным и ручным сполосками уменьшается на 30% ($K=0,7$).

При работе драг в осенне-зимний период в состав дражной бригады вводится дополнительно кочегар и доставщики топлива (табл. 110).

Нормативы численности береговых и вспомогательных рабочих приведены в табл. 111.

Таблица 109

Нормативы численности доводчиков, чел-смен/сутки

Профессия	Драги с черпаками емкостью 140—380 л		Малолитражные драги
	без амальгамации концентрата	с амальгамацией концентрата	
Доводчик	1	2	1

Примечания: 1. На малолитражных драгах доводчик производит сполоск шлюзов совместно с бригадой сполосчиков.
2. При доводке концентрата на береговой установке доводчика на драге нет.
3. При многоразовом сполоске численность доводчиков соответственно увеличивается.

Таблица 110

Нормативы численности кочегаров и доставщиков топлива на драгах в весенний и осенне-зимний периоды работы, чел/смену

Профессия	Емкость черпака драги и вид применяемого топлива			
	150—380 л		Малолитражные	
	дрова	каменный уголь	дрова	каменный уголь
Кочегар	1	1	1	1
Доставщик топлива (дровосплав)	2	1	1	0,5

Примечания: 1. При доставке топлива в лодках при отрицательной температуре воздуха численность доставщиков (дровосплавов) увеличивается на 1 человека в сутки.
2. При одновременном обслуживании кочегаром двух котлов в норматив численности добавляется зольщик—1 человек в сутки на драгу.

Таблица 111

Нормативы численности береговых и вспомогательных рабочих на драгах, чел-смен/сутки

Профессия	Емкость черпака драги		
	380 л и более	250—140 л	Малолитражные
Береговой рабочий	3	2	1
Электро-газосварщик	1	1	0,5

Примечания. 1. При работе одинарно-продольными и одинарно-поперечными ходами, а так же при разработке россыпи мощностью до 6 м численность береговых рабочих увеличивается на 1 человека в сутки на драгу.
2. При механизации береговых работ численность береговых рабочих уменьшается соответственно степени механизации на 30—50% ($K = 0,7 \div 0,5$).
3. При значительных объемах береговых и ремонтных работ в необходимых случаях дополнительно выделяется бульдозерист или плотник, в соответствии с установленными нормами выработки или нормами обслуживания.

Переводной коэффициент от явочной численности обслуживающего персонала драг, установленной по нормативам (см. табл. 107, 111), к списочной на период эксплуатационного сезона определяется путем деления планируемого календарного времени работы драги на планируемое число рабочих дней одного рабочего за сезон (с учетом невыходов) по формуле

$$K_{\text{с}} = \frac{T_{\text{с}}}{T_{\text{п}}},$$

где $K_{\text{с}}$ — коэффициент пересчета явочной численности рабочих, рассчитанной по нормативам, к списочной на сезон;
$T_{\text{с}}$ — календарное число суток (дней) работы драги за сезон;
$T_{\text{п}}$ — плановое число выходов рабочего за сезон;

$$T_{\text{п}} = T_{\text{с}} - (t_{\text{в}} + t_{\text{о}} + t_{\text{у}}),$$

где $t_{\text{в}}$ — число выходных и праздничных дней за сезон;
$t_{\text{о}}$ — число дней очередного и дополнительного отпуска рабочего за сезон;
$t_{\text{у}}$ — число дней невыходов рабочего по уважительным причинам (болезни, прочие невыходы, разрешенные законом и администрацией, берутся по отчету за предыдущий сезон или по удельному весу от календарного времени за год).

Среднесписочная численность рабочих за сезон рассчитывается по формуле

$$Ч_{\text{с}} = \frac{Ч_{\text{я}}}{T_{\text{с}}} K_{\text{с}},$$

где $Ч_{\text{с}}$ — среднесписочная численность рабочих драги за сезон;
$Ч_{\text{я}}$ — явочная численность рабочих, рассчитанная по нормативам за сезон, чел-смен.

Пересчет от сезонной к среднегодовой списочной численности рабочих производится по формуле

$$Ч_{\text{г}} = \frac{Ч_{\text{с}} T_{\text{с}}}{T_{\text{к}}},$$

где $Ч_{\text{г}}$ — среднегодовая списочная численность рабочих дражных бригад, человек;
$T_{\text{к}}$ — календарное количество дней в планируемом году.

При расчете производительности труда должны учитываться все рабочие следующих профессий: драгеры, старшие машинисты, кормовые машинисты, верхние машинисты, транспортерщики, сполосчики, доводчики, концентраторщики, дежурные электрослесари, матросы, кочегары, зольщики, береговые рабочие, доставщики топлива, пробщики-промывальщики, электросварщики.

Производительность труда определяется объемом в метрах кубических добычи песков (горной массы), приходящимся на одну явочную человеко-смену. При этом в число отработанных человеко-смен включаются данные о выходах рабочих по табельному учету:

$$P_т = \frac{Q}{T},$$

где $P_т$ — производительность труда в натуральном выражении, м³/чел-смену;

Q — объем добытых драгой песков (горной массы) за месяц (квартал, сезон) по данным маркшейдерского замера, м³,

T — число отработанных человеко-смен, приходящихся на добытый объем Q.

Фактические показатели производительности труда на драгах различной мощности приведены в табл. 106

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ, РЕКОМЕНДУЕМОЙ К РАЗДЕЛУ IV

1. Агошков М. И., Симаков В. А. Критерии и прямые методы определения потерь и разубоживания при разработке рудных месторождений. М., ВИНИТИ, 1961.

2. Единая инструкция по учету потерь и разубоживания твердых полезных ископаемых при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений. М., Металлургиздат, 1954.

3. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. М., «Недра», 1972.

4. Кряжевский В. В., Перфильев Н. А., Родин В. П., Соловьев Б. А., Шклярский Л. Ф. Выбор привода черпакового устройства землеройных машин непрерывного действия. Сб. «Опыт и современные направления автоматизации электропривода и технологических процессов на драгах», ч. I. М., Цветметинформация, 1968.

5. Лешков В. Г. Дражные работы на россыпях глубокого залегания. М., «Недра», 1964.

6. Лешков В. Г. Повышение эффективности дражных работ. М., Цветметинформация, 1965.

7. Лешков В. Г., Найденко Ю. М. Методика обоснования эффективности промышленного освоения россыпных и осадочных месторождений с небольшими запасами. Изв. вузов, «Геология и разведка», 1966, № 3.

8. Лешков В. Г., Зуев В. И., Кизлер Э. А. Усовершенствование завалочного люка и подчерпакового уловителя на драгах. М., Цветметинформация, 1968.

9. Лешков В. Г. Справочник дражника. М., «Недра», 1968.

10. Лобанов Д. П., Лешков В. Г., Фонберштейн Е. Г. О целесообразности промышленного применения гидравлических драг при разработке россыпей тяжелых металлов. «Цветная металлургия», 1969, № 16.

11. Свиридов А. П. Драги и драгирование. М., Металлургиздат, 1952.

12. Шклярский Л. Ф. Системы электропривода драг. М., Цветметинформация, 1964.

РАЗДЕЛ V

ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ

Глава I

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СПОСОБЕ РАЗРАБОТКИ, СТРУКТУРЕ И ДИНАМИКЕ ГИДРОМОНИТОРНОЙ СТРУИ

1. Условия применения и основные виды гидравлических разработок

В зависимости от способа создания напора воды различают гидравлическую разработку: с естественным напором, с искусственным напором, с комбинированным способом создания напора.

В зависимости от применяемой схемы водоснабжения выделяют гидравлическую разработку: с прямоточным водоснабжением и с оборотным водоснабжением.

Гидравлический способ применяют преимущественно для разработки террасовых, увальных, верховых и ключевых россыпей и реже для разработки долинных россыпей. Россыпи, предназначаемые к разработке гидравлическим способом, не должны иметь больших притоков грунтовых вод. В районе разработки должны иметься источники воды, достаточные для организации водоснабжения по прямоточной или оборотной схеме, или крупные водоемы, обеспечивающие подачу в разрез воды в количестве, необходимом для достижения требуемой производительности размыва.

Наилучшие показатели размыва достигаются, когда породы, слагающие россыпь, находятся в талом состоянии и относятся к I—III категориям крепости, т. е. представлены песками, супесями, суглинками. Породы IV—V категорий целесообразно предварительно разрыхлять.

Большая каменистость рыхлых отложений резко снижает показатели гидравлического способа. Наименьшие удельные расходы воды обеспечиваются при уклонах плотика россыпи более 0,02—0,03. Запасы песков в россыпи, для разработки которой можно применить гидравлический способ, могут быть самыми различными, а сроки существования разрезов — от 1 года до 20 лет. Глубина россыпей может изменяться от 1,5 до 25 м. Известны случаи применения

гидравлического способа для разработки россыпей мощностью 70 м. Для организации насосного водоснабжения в районе работ должны иметься возможности получения значительного количества относительно дешевой электроэнергии.

В отечественной горной промышленности гидравлический способ наиболее широко применяется при разработке золото-платино- и алмазоносных россыпей. Известен опыт гидравлической разработки оловоносных и редкометальных россыпей, а также россыпей, содержащих пьезооптическое сырье и редкие минералы.

Гидравлическая разработка россыпей наиболее распространена на Южном и Среднем Урале, в Западной Сибири, в Приамурье и на Дальнем Востоке. В последнее время в северных районах страны при разработке золотоносных россыпей стали применять комбинированные способы — совместное использование механического рыхления и гидротранспорта.

Основные виды работ при гидравлической разработке:

работы по осушению месторождения, которые включают проведение руслоотводных, нагорных и водосточных канав;

вскрытие месторождения —работы, включающие проведение канав, котлованов и других выработок с целью размещения оборудования для размыва и гидротранспорта пород;

подготовительные работы — очистка поверхности россыпи, предохранение ее от промерзания и оттайка вечномерзлых участков, а также вскрыша торфов;

добычные работы, включающие проведение нарезных канав, размыв пород и доставку песков к приемному колодцу землесоса или гидроэлеватора, перенос гидромониторов и трубопроводов, транспортирование разжиженных песков к промывному прибору, промывку песков, размещение хвостов в отвалах и вспомогательные работы (уборка камня и крепи, зачистка плотика).

2. Виды, строение и основные характеристики гидромониторной струи

Гидромониторные струи относятся к свободным незатопленным струям, поскольку плотность струи больше плотности среды, в которую она вытекает.

Струя формируется в стволе монитора и в его насадке. После вылета из насадки струя начинает постепенно разрушаться под влиянием силы тяжести, турбулентности, сопротивления воздуха и других факторов. Интенсивность разрушения струи зависит от величины напора, способа его создания, диаметра насадки, ее формы и качества обработки ее внутренней поверхности.

Классификация струй, используемых при гидравлической разработке, приведена в табл. 112.

Таблица 112

Вид струи	Диаметр насадки, мм	Напор у насадки, кгс/см²
Низконапорные	50—110	22—15
Среднего напора	15—32	15—60
Высоконапорные	1,5—5	40—300
Сверхвысокого давления	До 1—1,5	1000—2000

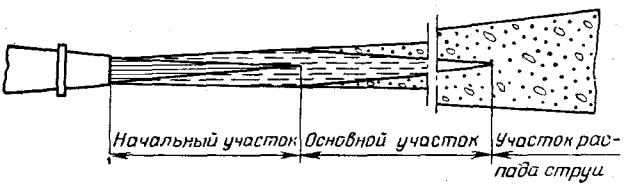


Рис. 75. Схема строения гидромониторной струи

При открытой гидравлической разработке россыпей в основном используют низконапорные струи.

Структура напорной струи по ее длине не одинакова. Различают участки: начальный, основной и распада струи (рис. 75). Рабочими являются начальный и основной участки струи.

Основные параметры, характеризующие гидромониторную струю: напор у насадки, скорость истечения струи из насадки и дальность полета, длина рабочего участка струи, в пределах которого ее целесообразно использовать для размыва пород, начальный диаметр струи, сила удара о преграду, осевое динамическое давление, компактность струи.

Скорость истечения струи из насадки

$$v = \varphi \sqrt{2gH},\ \text{м/сек},$$

где φ — коэффициент скорости (для насадок коноидальной формы $\varphi = 0{,}94$);
g — ускорение силы тяжести, м/сек²;
H — напор у насадки, м.

Теоретическая сила удара струи определяется по формуле

$$P_0 = \frac{\gamma}{g} Q v_0 (1 - \cos \beta),$$

где γ — объемный вес воды, кгс/м³;
Q — расход жидкости, м³/сек;
v_0 — скорость вылета струи из насадки, м/сек.
β — угол между направлением удара струи и направлением отраженной ее части, град.

Таблица 113

Водопроизводительность гидромонитора в зависимости от напора перед насадкой

Напор перед насадкой		Скорость вылета струи из насадки, м/сек	Удельный расход энергии на 1 м³ воды		Производительность гидромонитора, м³/ч									
					Диаметр насадки, мм									
н/м²	м вод. ст.		дж	квт·ч	51	62,5	65	75	87,5	90	100	110	125	150
$9{,}8 \cdot 10^4$	10	13,22	$1{,}15 \cdot 10^5$	0,032	95,5	148	159	212	288	305	378	456	602	893
$19{,}6 \cdot 10^4$	20	18,80	$2{,}3 \cdot 10^5$	0,064	133	209	224	294	407	431	537	644	840	1207
$29{,}4 \cdot 10^4$	30	23,07	$3{,}46 \cdot 10^5$	0,096	166	256	275	368	504	530	656	790	1027	1477
$39{,}2 \cdot 10^4$	40	26,60	$4{,}61 \cdot 10^5$	0 128	191	292	316	425	576	608	756	915	1188	1703
$49{,}0 \cdot 10^4$	50	29,70	$5{,}76 \cdot 10^5$	0,160	212	328	354	475	648	677	846	1036	1315	1890
$58{,}8 \cdot 10^4$	60	32,60	$6{,}92 \cdot 10^5$	0,192	230	360	389	522	702	745	925	1115	1440	2070
$68{,}6 \cdot 10^4$	70	35,20	$8{,}06 \cdot 10^5$	0,224	248	389	418	558	760	805	1010	1205	1548	2250
$78{,}4 \cdot 10^4$	80	37,60	$9{,}22 \cdot 10^5$	0,256	266	414	450	594	817	860	1073	1286	1657	2412
$88{,}2 \cdot 10^4$	90	39,90	$10{,}35 \cdot 10^5$	0,288	284	439	475	630	868	911	1134	1368	1764	2598
$98{,}1 \cdot 10^4$	100	42,10	$11{,}5 \cdot 10^5$	0,320	299	464	505	666	915	965	1195	1440	1854	2685
$107{,}9 \cdot 10^4$	110	44,15	$12{,}67 \cdot 10^5$	0,352	313	486	525	702	958	1010	1258	1510	1940	2810
$117{,}7 \cdot 10^4$	120	46,15	$13{,}82 \cdot 10^5$	0,384	328	508	550	731	1000	1056	1310	1580	2027	2930
$127{,}5 \cdot 10^4$	130	48,00	$14{,}98 \cdot 10^5$	0,416	339	529	573	760	1044	1100	1365	1640	2110	3053
$137{,}3 \cdot 10^4$	140	49,80	$16{,}13 \cdot 10^5$	0,448	349	547	595	787	1080	1140	1420	1710	2188	3168
$147{,}1 \cdot 10^4$	150	51,60	$17{,}28 \cdot 10^5$	0,480	360	565	613	817	1116	1180	1470	1760	2267	—

По мере удаления от насадки сила удара струи изменяется в результате ее распада. Общий характер относительного изменения фактической силы удара струи приведен на рис. 76. Кривая построена по данным опытов ИГД им. А. А. Скочинского, ЛГИ им. Г. В. Плеханова и ВНИИГидроуголь [28].

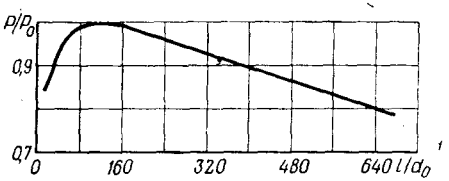


Рис. 76. Обобщенная зависимость $P/P_0 = f\ (l/d_0)$.

Максимальная величина силы удара струи P_{max} находится на расстоянии $l/d_0 = 100 \div 150$ и приближается к теоретическому значению P_0. По мере дальнейшего увеличения расстояния от насадки сила удара падает.

Изменение силы удара струи в зависимости от расстояния до насадки (по В. Ф. Хныкину)

$$P/P_0 = 1{,}046 - 0{,}00037 l/d_0,$$

где P — сила воздействия струи на плоскую преграду в сечении струи, удаленном от насадки на расстояние l;

P_0 — теоретическая величина силы воздействия струи на плоскую преграду;

d_0 — диаметр выходного отверстия насадки;

l — расстояние от насадки.

Расход воды через насадку гидромонитора

$$Q = \mu\omega_0\sqrt{2gH},$$

где Q — расход воды через насадку, м³/сек;

μ — коэффициент расхода насадки ($\mu = \varphi\varepsilon$);

φ — коэффициент скорости насадки;

ε — коэффициент сжатия струи;

ω_0 — площадь выходного отверстия насадки, м²;

H — напор перед насадкой, м вод. ст.;

g — ускорение силы тяжести, м/сек².

Коэффициент расхода зависит от диаметра и формы насадки, от напора воды.

В табл. 113 приведены данные о расходах воды через насадки различного диаметра и скоростях истечения при различных напорах перед насадкой.

Глава II

РАЗМЫВ ПОРОД НАПОРНОЙ СТРУЕЙ

3. Энергоемкость размыва пород

Количественным показателем затрат энергии на разрушение (размыв) пород напорной струей является удельная энергоемкость, представляющая отношение фактического расхода энергии к объему размытого материала,

$$E = \frac{HQt \cdot 10^4}{V},$$

где E — удельная энергоемкость размыва, кгс·м/м³;
H — давление (напор) воды у насадки гидромонитора, кгс/см²;
Q — расход воды при давлении H, м³/сек;
t — длительность воздействия струи на породу, сек;
V — объем размытой породы в массиве, м³.

Исследованиями, проводившимися ЛГИ им. Г. В. Плеханова, установлены зависимости E от давления в системе гидромонитора, продолжительности воздействия струи на неподвижную точку массива и от скорости перемещения струи по забою. Этими исследованиями установлено:

повышение напора струи не всегда эффективно, так как в ряде случаев ведет к резкому увеличению энергоемкости размыва;

для каждого типа размываемых пород целесообразно находить оптимальное значение напора, обеспечивающее необходимую производительность при минимальной энергоемкости размыва;

длительное воздействие струи на одно и то же место массива нерационально с точки зрения энергоемкости размыва;

необходимо перемещать струю относительно забоя в процессе работы (к аналогичным выводам пришли исследователи, занимавшиеся изучением струй с начальным диаметром 50—100 мм).

4. Производительность гидравлического размыва

В нормативном сборнике типовых норм выработки и времени [21] производительность гидромонитора по породе рекомендуется определять исходя из общего часового расхода воды через насадку гидромонитора и показателей удельного расхода по формуле

$$v = \frac{Q_ч}{g} = \frac{117{,}7 d_0^2 \sqrt{H}}{g}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где g — общий удельный расход воды в забое на добычу 1 м³ горной массы в целике, на разрушение и транспортирование,

Таблица 114

Производительность гидромонитора при добыче горной массы, м³/ч

Рабочий напор, м вод. ст.	Уклон плотика							
	до 0,3					более 0,03		
	I	II	III	IV	V	I	II	III
	Удельный расход воды, м³/м³							
	8	10	14	18	22	6,4	8	12
Диаметр насадки 50 мм								
30	20,15	15,20	—	—	—	25,18	17,15	—
40	23,26	17,56	12,84	—	—	29,08	19,80	15,77
50	26,01	19,63	14,35	11,50	—	32,51	22,13	17,63
60	28,49	21,50	15,72	12,59	10,36	35,61	24,25	19,32
70	30,77	23,23	16,98	13,60	11,19	38,46	26,19	20,87
80	32,90	24,83	18,15	14,54	11,96	41,12	28,00	22,30
Диаметр насадки 65 мм								
30	34,02	25,69	—	—	—	42,56	28,97	—
40	39,32	29,67	21,69	—	—	49,15	33,46	26,66
50	43,95	33,17	24,25	19,43	—	54,94	37,40	29,80
60	48,15	36,24	26,57	21,28	17,51	60,19	40,98	32,64
70	52,01	39,25	28,69	22,99	18,91	65,01	44,26	35,26
80	55,60	41,95	30,67	24,57	20,22	69,50	47,32	37,69
Диаметр насадки 75 мм								
30	45,33	34,21	—	—	—	56,66	38,58	—
40	52,34	39,51	28,88	—	—	65,43	44,55	35,49
50	58,52	44,16	32,29	25,86	—	73,15	49,80	39,67
60	64,10	48,38	35,37	28,33	23,31	80,13	54,66	43,46
70	69,24	52,26	38,20	30,60	25,18	86,56	58,93	46,95
80	74,02	55,86	40,84	32,70	26,92	92,52	63,00	50,18
Диаметр насадки 90 мм								
30	65,27	49,26	—	—	—	81,59	55,55	—
40	75,37	56,89	41,59	—	—	94,22	64,15	51,10
50	84,26	63,59	46,49	37,25	—	105,33	71,72	57,13
60	92,31	69,67	50,93	40,80	33,57	115,39	78,56	62,58
70	99,71	75,25	55,01	44,07	36,25	124,63	84,86	67,60
80	106,59	80,44	58,81	47,11	38,76	133,23	90,71	72,26

м³ (нормативные данные по удельным расходам воды определены на основании исследовательских работ ЦНИГРИ);

$Q_ч$ — часовой расход воды через насадку, м³;

d_0 — диаметр выходного отверстия насадки, дм;

H — напор воды перед насадкой, м вод. ст.

Нормативные данные о производительности гидромонитора по горной массе приведены в табл. 114 [21]. При системе разработки с попутным забоем и с установкой гидромонитора на плотике рекомендуется умножать табличные данные по производительности на коэффициент 1,11, при этой же системе и установке гидромонитора на борту разреза — на 0,87. Рекомендуется также умножать данные производительности на поправочный коэффициент $K_{пр}$, учитывающий характер плотика россыпи. Ниже даны значения коэффициента $K_{пр}$ в зависимости от коэффициента $K_у$, учитывающего увеличение удельного расхода воды с учетом зачистки плотика.

Коэффициент $K_у$	1	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7	1,8	1,9	2
Поправочный коэффициент $K_{пр}$	1	0,91	0,83	0,77	0,71	0,67	0,63	0,58	0,55	0,52	0,5

Значения коэффициента $K_у$ не связаны с конкретными характеристиками плотика и могут быть фактически установлены только экспериментальным путем.

На производительность гидромонитора могут также оказывать существенное влияние такие горногеологические характеристики россыпи, как например каменистость. Однако влияние каменистости россыпи на производительность гидромонитора не установлено опытными работами.

5. Параметры работы гидромонитора

Правилами безопасности [7] предусматривается, что расстояние от места установки гидромонитора до забоя должно составлять не менее 0,8 высоты уступа. При разработке глинистых плотных пород, способных к обрушению глыбами, это расстояние должно быть не менее 1,2 высоты уступа.

Известна методика определения минимального расстояния гидромонитора от забоя в зависимости от типа пород и характера их обрушения. Г. А. Нурок выделяет шесть видов обрушений уступа [18]. С учетом этого Ю. В. Бубис рекомендует определять наименьшее расстояние гидромонитора от забоя l_{min} при размыве суглинистых пород по формуле

$$l_{min} = l_п + c - e = 1{,}85\sqrt{e(h - h_{вр})} - e - 2, \text{ м},$$

а при размыве песчаных пород

$$l_{min} = 1{,}45\sqrt{e(h - h_{вр})} + e + 2,$$

где $l_п$ — величина распространения обрушения на нижней площадке, м (рис. 77);

c — безопасное расстояние гидромонитора от навала, м (можно принимать равным 2—3 м);

e, $h_{вр}$ — глубина и высота вруба, м; высота вруба $h_{вр}$ обычно равна 0,3—0,5 м; глубина вруба e меняется в зависимости от свойств пород, от величины угла откоса уступа.

К недостаткам методики следует отнести сложность определения величин e и $l_п$ для различных пород. В целях приближения гидромонитора к забою прибегают к выполаживанию верхней части уступа различными способами.

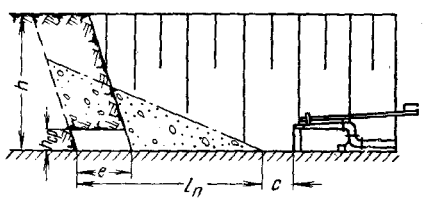


Рис. 77. Схема к расчету минимального расстояния установки гидромонитора от забоя

Наибольшее расстояние от места установки гидромонитора до забоя определяют исходя из длины эффективной части струи. Оно зависит от величины напора у насадки, ее диаметра, гидродинамических качеств монитора и насадки.

Наибольшее расстояние установки гидромонитора от забоя связано с минимально допустимым расстоянием l_{min} и шагом S передвижки монитора:

$$l_{max} = l_{min} + S \leqslant l_{эф},$$

где $l_{эф}$ — длина эффективной части струи, м;

S — шаг передвижки гидромонитора, м.

На практике шаг передвижки гидромонитора обычно принимают кратным длине наращиваемого става труб (6—12 м).

Ширина заходки на один гидромонитор взаимосвязана с длиной эффективной части струи. Правила технической эксплуатации рекомендуют принимать ширину забоя на каждый гидромонитор для глинистых пород 20—25 м, для песчаных — до 30—35 м.

При использовании поворотной трубы с шарнирным коленом ширина забоя на один гидромонитор значительно увеличивается и может составить

$$B_{max} = 2l_{тр} + 2l_{эф},$$

где $l_{тр}$ — длина поворотной трубы.

Если контур забоя условно принять прямолинейным, то для системы разработки со встречным забоем при обычной установке гидромонитора рекомендуется [28] следующая зависимость между шириной забоя и другими параметрами:

$$B_{max} = 2\sqrt{l_{max}^2 - (h+S)^2},$$

где l_{max} — максимально допустимое для эффективного размыва расстояние от насадки до забоя ($l_{max} = l_{эф}$); определяется исходя из необходимой величины динамического давления струи в контакте с забоем;

h — высота уступа;

S — шаг передвижки гидромонитора.

6. Удельный расход воды при гидравлической разработке

Удельный расход воды определяется по формуле

$$g = \frac{Q}{V}, \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

где g — удельный расход воды, м³/м³;

Q — общий расход воды на размыв, транспортирование пород, на зачистку плотика и другие операции;

V — объем размытых пород.

В сборнике типовых норм выработки [21] рекомендуются удельные расходы воды для систем со встречным и попутно-боковым забоем без учета расходов на зачистку плотика (табл. 115). Увеличение расхода воды, связанное с зачисткой плотика, учитывается коэффициентом $K_у$, зависящим от характера плотика. При ровном

Таблица 115

Удельный расход воды * на добычу 1 м³ горной массы, м³

Класс породы	Уклон плотика					
	до 0,03			более 0,03		
	на разрушение породы	на транспортирование породы	всего	на разрушение породы	на транспортирование породы	всего
I	3,2	4,8	8,0	3,2	3,2	6,4
II	4,7	5,9	10,6	4,7	4,7	9,4
III	5,9	8,6	14,5	5,9	5,9	11,8
IV	7,5	10,6	18,1	7,5	7,5	15,0
V	9,0	13,0	22,0	9,0	9,0	18,0

* При системе разработки с попутным забоем с установкой гидромонитора на плотике табличные данные умножаются на коэффициент 0,9, при той же системе разработки и установке гидромонитора на борту разреза — на 1,15.

плотике $K_у = 1$. Если плотик неровный, значения $K_у$ изменяются от 1,1 до 2.

При гидравлической разработке с естественным напором удельный расход воды обычно больше, чем при разработках с искусственным напором, так как вода дополнительно расходуется на транспортирование размытых пород гидроэлеваторами.

7. Удельный расход электроэнергии на размыв и транспортирование пород

При гидравлической разработке россыпей с искусственным напором расходы на электроэнергию составляют обычно 28—40% от общей суммы затрат.

При гидравлической разработке вскрышных пород затраты на электроэнергию составляют от 25 до 82%.

Таким образом, удельный расход электроэнергии в значительной мере определяет общую стоимость разработки 1 м³ пород.

Удельный расход электроэнергии зависит от крепости пород и применяемого напора, от дальности транспортирования воды и пульпы, от мощности и типа насосного и землесосного оборудования и других факторов.

Соотношение расходов электроэнергии на отбойку и на транспортирование воды и пульпы зависит от местных условий.

Фактические удельные расходы электроэнергии при гидравлической разработке россыпей, сложенных породами I—IV категорий крепости, приведены в табл. 116. В начале и конце рабочего сезона, т. е. в периоды с тяжелыми климатическими условиями, удельный расход электроэнергии достигает наибольшей величины.

Таблица 116

Удельные расходы электроэнергии по гидравлическим разрезам, разрабатывающим россыпи

Мощность россыпи, м	Категория пород россыпи, м	Применяемое насосное и землесосное оборудование	Удельный расход электроэнергии, квт·ч/м³
5	III—IV	ЗГМ-1, 20НДН, 14НДс	11,1
4,4	III	8НЗ, 8НДв	10,2
4,6	I—II—III	То же	6,5
2,3	III	»	7,4
1,5—3	I—II—III	»	4,9
3	II—III	»	5,3
15—17	III	ЗГМ-1, 8НДв	9,6
5—15	III—IV	ЗГМ-1, ЗГМ-2, 18НДс	16,7
2—3	III—IV	8НЗ, 8НДв	18,5
6—10	III—IV	ЗГМ-1, ЗГМ-2, 14НДс, 14Д6, 8НДв	17,5

8. Способы размыва пород

Размыв пород в массиве с установкой гидромонитора на плотике россыпи (или на подошве уступа). Наиболее распространенный при разработке россыпей и гидровскрышных работах способ включает три операции: образование вруба в нижней части уступа (подрезку), размыв обрушившейся породы и выгонку размытой породы к зумпфу землесоса. Относительные затраты времени на эти операции зависят от крепости размываемых пород, их каменистости, уклона плотика и других факторов. При уклонах плотика, отвечающих условиям самотечного транспортирования, затраты рабочего времени на выгонку относительно малы.

Размыв пород в массиве гидромонитором, установленным на плотике (или подошве уступа), с применением поворотной трубы с шарниром. Этот способ нашел применение на разработке миасских россыпей и при гидровскрышных работах на угольных разрезах Кузбасса.

Поворотная труба длиной 20—30 м одним концом подсоединяется с помощью шарового или телескопического шарнира к разводящему трубопроводу. К другому ее концу присоединяется гидромонитор. Гидромонитор перемещается вокруг шарнира бульдозером или гидравлическим толкателем. Этот способ размыва позволяет размывать относительно большие объемы пород, не отсоединяя гидромонитор от водовода.

Размыв пород в массиве гидромонитором, установленным на поверхности россыпи, применяется реже. Этот способ используется при небольшой мощности размываемых пород (до 3—5 м) в системах разработки с попутным забоем. С увеличением мощности пород размыв в нижней части уступа становится малоэффективным. Этот способ также используют для послойного размыва вечномерзлых пород по мере их оттайки под действием солнечной радиации. При размыве с поверхности разрушение породы совмещается иногда с транспортированием.

Способ размыва с установкой гидромонитора на промежуточном горизонте. Уступ при этом разбивают на два подуступа. Первоначально гидромонитором размывают с поверхности верхний подуступ, после чего гидромонитор переносят на верхнюю площадку нижнего подуступа для его размыва. Этот способ используют и в другом варианте. Гидромонитор устанавливают сразу на промежуточном горизонте, и он размывает верхний подуступ с нижней его площадки (с промежуточного горизонта). Нижний подуступ размывается попутно также при расположении гидромонитора на промежуточном горизонте.

Размыв предварительно увлажненных пород. Для снижения энергетических затрат на размыв вязкие суглинистые и глинистые

породы (III—IV категорий) насыщают водой, подаваемой под давлением в трубы, забиваемые в массив. Расход напорной воды на увлажнение суглинков до стадии обрушения уступа высотой 5—5,5 м составляет 260—300 л/м³. Напор воды, подаваемой в трубы, достигает 70 м. Расстояние между трубами 4—5 м. Процесс увлажнения длится 12—16 ч. По данным исследований, предварительное увлажнение пород повышает производительность гидроустановки на 50—60%.

Целесообразно использовать предварительное увлажнение суглинистых и глинистых пород, обладающих структурной трещиноватостью, при мощности отложений от 3 до 12 м и отсутствии в них валунов размером 300—500 мм и более. Возможны также увлажнение и размыв пород с помощью безнапорного потока воды, подводимого на верхнюю площадку уступа.

Размыв пород, предварительно разрыхленных механическим способом. При разработке глинистых пород затраты на их размыв в массиве возрастают настолько, что общие расходы на применение разрыхляющего механизма или взрывчатого вещества и на последующий размыв разрыхленной породы могут быть ниже стоимости непосредственного размыва породы в массиве.

Разрыхленные породы можно размывать в отвале, а также в бункере передвижных и стационарных гидротранспортных установок.

Как показали исследовательские работы ЦНИГРИ, удельный расход электроэнергии при гидравлической разработке труднопромывистых глинистых пород IV—V категорий, имеющих влажность 28%, возрастает до 25 квт·ч/м³. Более 70% этой энергии расходовалось непосредственно на размыв и лишь остальная часть — на транспортирование. В то же время на разработку 1 м³ пород I—V категорий крепости экскаватором расходуется лишь 0,3—1,1 квт·ч.

Предварительное рыхление бульдозером применяют при небольших объемах работ, а также при размыве вечномерзлых пород. В последнем случае бульдозер производит послойную выемку оттаявших пород и транспортирует их к месту размыва.

Предварительное рыхление пород взрывом при гидравлической разработке россыпей и вскрышных пород в карьерах применялось в отечественной и зарубежной практике. Методы расчета зарядов рыхления и необходимые нормативы могут быть взяты из специальной литературы по взрывному делу.

В последнее время проектируется большое число передвижных гидротранспортных установок, предназначенных для размыва пород в бункере. Преимущественно эти установки рассчитаны на работу с одноковшовым экскаватором, емкость ковша которого 0,5—2 м³. Наиболее широко известны гидротранспортные установки, спроек-

тированные институтами НИИЖелезобетон и Проектгидромеханизация. В некоторых моделях опытных образцов установлена дробилка роторного типа для измельчения валунов и твердых прослоек, встречающихся в размываемых породах.

Глава III

ГИДРОТРАНСПОРТ РАЗМЫТЫХ ПОРОД

9. Характеристика гидросмесей

Объемный вес гидросмесей. При определении объемного веса пульпы в практике гидравлических разработок обычно используют такие показатели, как удельный расход воды g, объемный вес породы в естественном сложении γ_2', пористость породы n. В этом случае вес пульпы может быть выражен формулой

$$\gamma_г' = \frac{g(\gamma_0 + \gamma_2')}{g + (1 - n)},$$

где $\gamma_г'$ — объемный вес пульпы, тс/м^3;
g — удельный расход воды, т/м^3;
n — пористость;
γ_0 — объемный вес воды, тс/м^3;
γ_2' — объемный вес породы в естественном сложении, тс/м^3.

Консистенция гидросмесей. Под консистенцией гидросмеси понимают степень насыщенности гидросмеси твердым веществом. Выделяют весовую и объемную консистенции.

Весовая консистенция представляет отношения:

веса твердого вещества к весу воды, входящей в состав гидросмеси; веса твердого вещества к весу всего объема гидросмеси.

Таблица 117

Порода	Крупность частиц, мм	Консистенция гидросмеси
Породы вскрыши (рыхлые песчано-глинистые отложения)	—	1 : 3
Песок	$d_{ср} < 1{,}5$	1 : 3
Песчано-глинистая смесь с содержанием гравия до 40%	—	1 : 4
Концентрат железной руды	$d_{ср} < 1{,}0$	1 : 5 — 1 : 4

Максимально возможные объемные консистенции гидросмеси при гидротранспортировании [22] составляют:

для грубодисперсных суспензий ($d = 0{,}1$—2 мм) и неоднородных дисперсных систем ($d > 1{,}5$—2 мм) $S = 0{,}35$;

для гидросмесей, содержащих кусковый материал, $S = 0{,}25$—$0{,}29$.

Рекомендуемые значения консистенции гидросмеси для систем гидротранспорта [24] приведены в табл. 117.

10. Безнапорный самотечный гидротранспорт

Безнапорный гидротранспорт при правильно выбранных параметрах является наиболее экономичным и надежным видом транспорта. Области применения безнапорного транспорта при гидравлической разработке россыпей:

перемещение размытых пород (песков) от забоя до зумпфа землесоса или гидроэлеватора (расстояние транспортирования 20—150 м);

перемещение размытых песков по канаве до промывочного прибора (расстояние перемещения может достигать 2 км);

перемещение размытых пустых пород по канаве от забоя до отвала;

перемещение хвостов на отвале.

При самотечном перемещении размытых пород средняя скорость потока должна быть такой, чтобы обеспечивалось перемещение наиболее крупной фракции породы, при этом глубина потока должна превышать диаметр наиболее крупных кусков в полтора-два раза.

Методика расчета канавы для перемещения размытых пород.

Исходные данные: производительность канавы по пескам в плотном теле A, м^3/сутки; наибольший диаметр транспортируемого куска $d_г$, мм; удельный вес породы γ; удельный расход воды на размыв g, м^3/м^3 [10].

1. Определяют критическую скорость в канаве $v_к$ по формуле

$$v_к = K\sqrt{d_г(\gamma_г - 1)},$$

где $v_к$ — критическая скорость скольжения гальки, м/сек;

K — коэффициент окатанности, зависящей от формы гальки (при коэффициенте трения гальки о дно $f = 0{,}6$ коэффициент $K = 2{,}8$ для хорошо окатанной гальки, 3,5 — для среднеокатанной, 4,7 — для плохо окатанной и плоской);

$d_г$ — диаметр гальки, м;

$\gamma_г$ — удельный вес гальки.

2. Среднюю скорость потока $v_{ср}$ принимают на 15% больше критической.

3. Определяют секундный расход размытых песков в канаве

$$Q = \frac{A}{t \cdot 3600}(g + 1),\ \text{м}^3/\text{сек},$$

где t — число часов чистой работы разреза в сутки.

4. Рассчитывают площадь поперечного сечения потока

$$F = \frac{Q}{v_{ср}},\ \text{м}^2.$$

5. Принимают величину угла откоса стенок канавы β в зависимости от характеристики пород.

6. Глубину потока h, обеспечивающую наименьший смоченный периметр и наибольшую скорость потока, определяют по формуле

$$h = \sqrt{\frac{F \sin \beta}{2 - \cos \beta}},\ \text{м}.$$

7. Определяют ширину основания канавы

$$b = 2h \operatorname{tg} \frac{\beta}{2},\ \text{м}.$$

8. Гидравлический радиус R при наименьшем смоченном периметре

$$R = \frac{h}{2},\ \text{м}$$

или в обычных условиях

$$R = \frac{bh}{b + 2h}.$$

9. Величину коэффициента Шези определяют по уравнению Н. Н. Павловского

$$C = \frac{1}{n} R^{1,5\sqrt{n}},$$

где n — коэффициент шероховатости стенок и дна канавы.

10. Определяют необходимый уклон канавы i

$$i = \frac{v_{ср}^2}{\delta^2 C^2 R},$$

где δ — коэффициент, учитывающий влияние консистенции гидросмеси; $\delta = 0{,}90 \div 0{,}98$ при соотношении Т : Ж = 1 : 12 ÷ ÷ 1 : 30.

Уклоны канав для перемещения размытых песков на гидравлических разрезах при расходе потока 1—1,2 м³/сек составляют 0,15—0,017. В обычных условиях на гидравлических разрезах наиболее распространен уклон канав 0,02—0,03, а при повышенной валунистости или небольших расходах воды он повышается до 0,04—0,06.

В табл. 118 приведены уклоны пульпосточных канав при гидротранспорте вскрышных пород.

Таблица 118

Уклон дна пульпосточной канавы, необходимый для гидротранспорта вскрышных пород

Транспортируемая порода	Уклон дна канавы
Мелкая глина, ил	0,008—0,015
Глина с песком (15%), суглинок	0,010—0,015
Мелкий песок, суглинок с гравием	0,015—0,025
Крупный песок	0,025—0,035
Крупный песок с гравием	0,030—0,060
Гравий и галька	0,040—0,070
Булыжник	0,060—0,080

11. Напорный гидротранспорт пород по трубам землесосами

Приближенная формула для расчета мощности землесоса при работе на гидросмеси

$$N = N_0 \frac{\gamma_г}{\gamma_0},$$

где N — мощность землесоса при работе на гидросмеси;

N_0 — то же, при работе на воде; $N_0 = \frac{Q_0 H_0 \gamma_0}{102\eta_0}$; Q_0, H_0 и η_0 определяют по совместной характеристике землесоса и трубопровода при работе на воде;

γ_0, $\gamma_г$ — удельный вес воды и гидросмеси.

Необходимый напор землесоса

$$H_п = h_п + h_в + h_l + h_м + h'_в + h_{изл},$$

где $H_п$ — необходимый расчетный напор землесоса, м;

$h_п$ — расчетная высота подъема, приведенная к напору по воде;

$$h_п = H_1 \gamma_г, \text{ м};$$

H_I — разность высотных отметок оси выпускного отверстия пульповода на отвале и оси землесоса, м;

$h_в$ — расчетная высота всасывания, приведенная к величине высоты всасывания по воде, м; $h_в = h_1 \gamma_г$, м;

h_1 — разность высотных отметок оси землесоса и уровня гидросмеси в зумпфе, м;

$\gamma_г$ — удельный вес гидросмеси;

h_l — потери напора по длине напорного трубопровода м
$h_м$ — местные потери напора, м; $h_м \approx 0{,}1 h_l$;
$h'_в$ — потери напора во всасывающем трубопроводе, м;
$h_{изб}$ — остаточный напор при выпуске гидросмеси из напорного трубопровода, м; $h_{изб} = 3 \div 5$ м.

Производительность землесоса по гидросмеси

$$Q_г = V(1 - n + g),$$

где $Q_г$ — производительность землесоса по гидросмеси, м³/ч;
V — производительность размыва по породе или пескам, м³/ч;
n — пористость пород (0,25—0,40);
g — удельный расход воды при размыве, м³/м³;

Кавитационная характеристика землесоса представляет зависимость вакуумметрической высоты всасывания $H_{вак}$ от производительности землесоса Q при постоянном числе оборотов $H_{вак} = f(Q)$.

Вакуумметрическая высота всасывания землесоса при работе на воде

$$H_{вак} = h_1 + h'_в + \frac{v_S^2}{2g},$$

где $H_{вак}$ — вакуумметрическая высота всасывания, м;
h_1 — геометрическая высота всасывания (разность между высотными отметками оси землесоса и уровня воды в зумпфе);
$h'_в$ — потери напора во всасывающей трубе, м;
v_S — скорость жидкости во входном отверстии рабочего колеса, м/сек (в землесосах, построенных в СССР, v изменяется от 4,75 до 6,5 м/сек).

Для землесосов средних напоров со всасывающим патрубком диаметром 200 мм и выше рекомендуется следующая эмпирическая зависимость [23]:

$$v_S = 4{,}6 + 0{,}36Q,$$

где Q — производительность землесоса по воде, м³/сек.

Полный к. п. д. землесоса

$$\eta = \frac{N_п}{N},$$

где $N_п$ — полезная мощность; $N_п = \gamma_г Q_г H$;
N — потребляемая мощность;
$\gamma_г$ — удельный вес гидросмеси;
$Q_г$ — производительность землесоса по гидросмеси;
H — напор, развиваемый землесосом.

Совместная работа землесоса и трубопровода. Для установления рабочих параметров землесоса при работе с определенным трубопроводом первоначально пересчитывают характеристику землесоса с воды на гидросмесь и вычерчивают его измененную характеристику $Q - H$ и $N - Q$. На этот же график наносят в том же масштабе изменение сопротивления напорного трубопровода в зависимости от Q при заданной консистенции гидросмеси.

Точка пересечения характеристики $Q - H$ землесоса и характеристики трубопровода определяет рабочий режим землесоса при работе на данный трубопровод (рис. 78). С увеличением консистенции гидросмеси характеристики $Q - H$ располагаются на графике выше, поэтому фактически будет уменьшаться производительность землесоса и увеличиваться его напор.

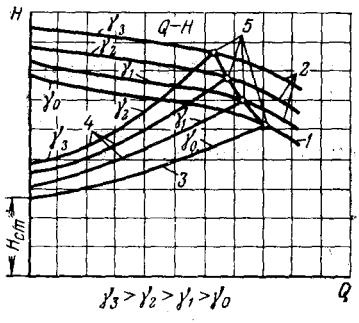


Рис. 78. Характеристика работы землесоса и трубопровода при подаче воды и гидросмеси:

1 — характеристика землесоса при работе на воде; *2* — то же, при работе на гидросмеси с удельным весом γ_1, γ_2, γ_3; *3* — характеристика трубопровода при подаче воды; *4* — то же, при подаче гидросмеси; *5* — рабочие точки

С увеличением консистенции гидросмеси снижается допустимая высота всасывания, и режим кавитации может наступить при расходе $Q_к$, который значительно меньше расхода, определяемого пересечением характеристик $Q - H$ землесоса и трубопровода.

Совместная последовательная работа двух землесосов применяется, когда напор, развиваемый одним землесосом, недостаточен для преодоления геодезической высоты и гидравлических сопротивлений в пульповоде. Возможны две схемы компоновки землесосов.

Первая схема. Землесосы расположены в непосредственной близости друг от друга, и короткий напорный трубопровод первого землесоса служит всасывающим трубопроводом второго. Значительное увеличение напора на всасывании для второго землесоса затрудняет подачу промывочной воды, увеличивает давление на корпус машины.

Вторая схема. Землесосы, работающие последовательно, удалены друг от друга. Целесообразна установка землесоса второй ступени в точке напорного трубопровода, где напор землесоса первой ступени будет почти погашен. При этой схеме увеличивается штат обслуживающего персонала, но работа второго землесоса протекает в лучших условиях. Для последовательной работы обычно устанавливают одинаковые землесосы. Характеристику совместной работы

двух последовательно соединенных землесосов строят путем суммирования напоров землесосов при одинаковом расходе (рис. 79).

Параллельная работа землесосов на общий трубопровод обычно производится для увеличения производительности действующего пульпопровода (в практике она встречается значительно реже, чем последовательная). Для параллельной работы выбирают землесосы

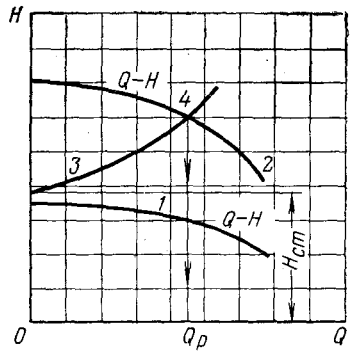


Рис. 79. Характеристика двух последовательно соединенных землесосов при совместной работе:

1 — характеристика каждого землесоса; *2* — характеристика двух последовательно соединенных землесосов; *3* — характеристика трубопровода; *4* — рабочая точка

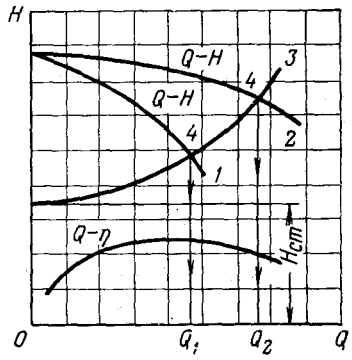


Рис. 80. Характеристика двух параллельно работающих землесосов:

1 — характеристика каждого землесоса; *2* — характеристика двух параллельно работающих землесосов; *3* — характеристика трубопровода; *4* — рабочая точка

с одинаковой характеристикой. Суммарный расход двух землесосов, параллельно работающих на общий пульповод, меньше суммы расходов землесосов, работающих на отдельные пульповоды (рис. 80).

12. Напорный транспорт пород гидроэлеваторами

Наряду с землесосами для гидротранспорта пород широко используют гидроэлеваторы. Схема устройства гидроэлеватора показана на рис. 81.

Достоинства гидроэлеваторов: простота конструкции, монтажа и эксплуатации, возможность индивидуального изготовления для любых условий и быстрой замены износившихся частей, небольшой вес.

Недостатки: низкий к. п. д. (не более 30%, обычно 15—20%), ограниченная высота подъема (6—20 м), большой расход напорной воды. Ниже приведены основные рекомендации и уравнения для расчета параметров водоструйных насосов.

Насадка. Длину цилиндрической части насадки рекомендуется принимать равной $l = (0{,}25 \div 0{,}5)\ d_0$, где d_0 — диаметр выходного отверстия насадки. Радиус сопряжений между цилиндрическими участками насадки $r = (3 \div 5)\ d_0$. Насадку желательно делать съемной.

Приемная камера обычно делается цилиндрической. Величина угла сопряжения всасывающего патрубка и приемной камеры, как показывают исследования, не оказывает существенного влияния на эффективность работы гидроэлеватора. Однако при транспортировании пульпы целесообразно предохранить насадку от ударов и истирания, задавая этот угол по возможности меньшим. В приемной камере следует предусматривать герметически закрывающееся окно (лаз) для осмотра камеры, насадки и горловины.

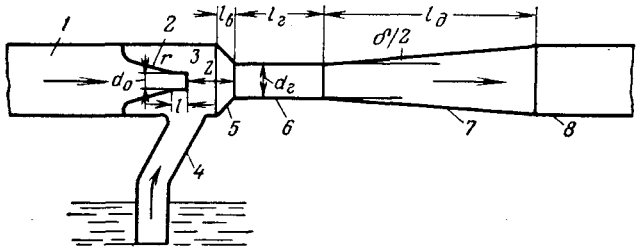


Рис. 81. Схема гидроэлеватора:
1 — водовод; *2* — насадка; *3* — приемная камера; *4* — всасывающий патрубок; *5* — конический переход; *6* — горловина; *7* — диффузор; *8* — нагнетательный трубопровод

Гидроэлеваторы некоторых конструкций выполняются без приемной камеры (так называемый «открытый» тип гидроэлеватора). Насадка и горловина соединены с помощью стяжных болтов, которыми регулируется расстояние между насадкой и горловиной.

Для уменьшения потерь энергии приемную камеру и горловину рекомендуется соединять с помощью входного конического перехода длиной не более диаметра горловины.

Расстояние между насадкой и горловиной значительно влияет на эффективность работы водоструйного насоса и его к. п. д. Это расстояние целесообразно принимать равным $z = 2d_0$ [27]. При транспортировании пульпы расстояние z должно быть достаточным, чтобы пропустить наиболее крупные куски породы. Если галька крупная, z принимают фактически равным $(2{,}3 \div 3)\ d_0$ [5].

Горловина (смесительная камера). Диаметр горловины должен в 1,5—2,5 раза превышать диаметр выходного отверстия насадки, т. е. $d_г = (1{,}5 \div 2{,}5)\ d_0$ и максимальный размер транспортируемого куска.

По данным [5], минимальное соотношиене $\frac{d_г}{d_0} = \Delta\ \min$ для гидроэлеваторов, используемых на приисках Северо-востока, составляет

в среднем 1,3—1,35. Как ориентировочные рекомендуются следующие значения Δ_{min} для различных условий работ гидроэлеваторов, используемых на промприборах:

$\Delta_{min} = 1{,}2 \div 1{,}25$ — при окатанном материале, мелкофракционном составе его и гидровашгердной гравитационной загрузке;

$\Delta_{min} = 1{,}5$ — при угловатой обломочной форме транспортируемого материала, большом количестве крупных фракций, особенно при работе на всасывание.

Длина горловины $l_г$ может быть принята в соответствии с расчетными величинами, предложенными различными исследователями (табл. 119).

Таблица 119

К расчету смесительной камеры

Расчетная формула	Автор
$l_г = 4{,}65 d_0^{0,2} d_г^{0,8}$	Е. А. Замарин
$l_г = (9 \div 12)(d_г - d_0)$	П. Н. Каменев
$l_г = (5 \div 6)\, d_г$	Б. Э. Фридман
$l_г = (3{,}5 \div 4)\, d_г$	В. М. Спирина

Диффузор (расширитель) обычно имеет вид усеченного конуса. Угол конусности, или угол расширения диффузора δ, рекомендуется принимать равным 6—8°. Наибольший к. п. д. обеспечивают диффузоры с переменным углом расширения. П. Н. Каменев рекомендует изготовлять диффузор из трех частей с углом конусности соответственно равным $\delta_1 = 2°$; $\delta_2 = 4°$ и $\delta_3 = 13°$.

Коэффициент подсасывания

$$\alpha = \frac{G_1}{G_0} = \frac{Q_1 \gamma_1}{Q_0 \gamma_0},$$

где G_1 — весовой расход подсасываемой гидросмеси, кг/сек;

G_0 — весовой расход воды через насадку, кг/сек;

Q_1 — объемный расход подсасываемой гидросмеси, м³/сек;

Q_0 — объемный расход воды через насадку, м³/сек;

γ_1 и γ_0 — соответственно удельный вес подсасываемой пульпы и воды.

Коэффициент отношения напоров (отношение напора за диффузором H к полному напору выхода из насадки H_0)

$$\beta = \frac{H}{H_0}$$

Коэффициент β изменяется в пределах 0,1—0,4.

Отношение m площадей поперечного сечения горловины и насадки

$$m = \frac{F_г}{F_о} = \frac{d_г^2}{d_о^2},$$

где $F_г$ и $d_г$ — соответственно площадь поперечного сечения и диаметр горловины;

$F_о$ и $d_о$ — площадь поперечного сечения и диаметр выходного отверстия насадки.

Как показывают исследования, для гидроэлеваторов с наивыгоднейшими геометрическими размерами при определенных конструктивных условиях соблюдается соотношение $\beta \cdot m = 1$.

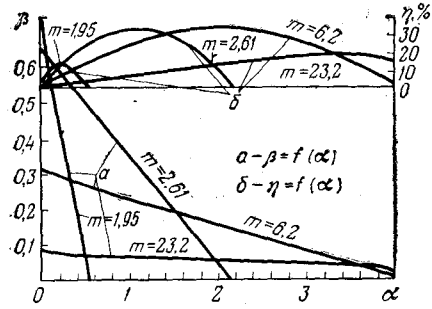


Рис. 82. Характеристика гидроэлеваторов

Коэффициент полезного действия гидроэлеватора

$$\eta = \frac{\gamma_1 Q_1}{\gamma_0 Q_0} \cdot \frac{\beta}{1-\beta},$$

где Q_1 — объемный расход подсасываемой гидросмеси, м³/сек;

Q_0 — объемный расход воды через насадку, м³/сек;

γ_1 и γ_0 — соответственно удельный вес гидросмеси и воды;

β — коэффициент отношения напоров.

Характеристика гидроэлеватора состоит из графических зависимостей $\beta = f(\alpha)$ и $\eta = \frac{\beta}{1-\beta}\alpha = f(\alpha)$. На рис. 82 представлены характеристики гидроэлеваторов, имеющих значения m 1,95; 2,61; 6,2; 23,2 [31].

13. Расчет напорного гидротранспорта пород по трубам

Расчет напорного гидротранспорта пород включает выбор диаметра пульповода, соответствующего заданным параметрам, подбор транспортирующего оборудования, определение критической скорости транспортирования, потерь напора по длине трубопровода.

Исходными данными чаще всего являются производительность гидроустановки, длина транспортирования, геодезическая высота подъема, физико-механические свойства пород.

Диаметр напорного трубопровода выбирают с учетом следующих положений: он должен в 2,5—3 раза превышать максимальный размер транспортируемых по нему кусков породы, обеспечивать перемещение гидросмеси со скоростями, позволяющими проводить транс-

портирование в установленном режиме и с заданной производительностью. Потери напора должны находиться в допустимых пределах.

Упрощенный метод расчета гидротранспорта. Необходимая критическая скорость в первом приближении может быть определена на основании обобщенных данных, связывающих изменение критических скоростей с характером транспортируемого материала, диаметром пульповода и расходом пульпы (табл. 120).

Таблица 120

Зависимость критической скорости от материала, диаметра пульповода и расхода пульпы

Диаметр пульповода, мм	Вид транспортируемого материала							
	глины и суглинки, не дающие при разработке комков		супеси, пески мелкие и средние		пески крупные с небольшим количеством гравия		пески крупные с большим количеством гравия	
	v, м/сек	Q, м³/сек	v, м/сек	Q, м³/сек	v, м/сек	Q, м³/сек	v, м/сек	Q, м³/сек
250	1,7	0,080	2,0	0,100	2,5	0,120	2,8	0,135
300	1,8	0,130	2,1	0,150	2,8	0,200	3,1	0,220
350	2,1	0,200	2,2	0,210	3,0	0,290	3,4	0,320
400	2,2	0,275	2,4	0,300	3,3	0,410	3,7	0,460
450	2,3	0,375	2,6	0,415	3,6	0,575	4,0	0,640
500	2,5	0,490	2,9	0,540	3,9	0,765	4,3	0,840
600	2,7	0,760	3,2	0,900	4,2	1,180	4,6	1,300

Потери напора по длине пульповода при транспортировании песков $d_{ср} > 0{,}40$ мм можно определить по табл. 121.

Потери напора на трение в пульповоде определяют по формулам чистой воды (см. гл. V) с учетом поправочного коэффициента, учитывающего влияние консистенции пульпы:

Соотношение Т : Ж	Поправочный коэффициент
1 : 3	1,5
1 : 5	1,4
1 : 8	1,3
1 : 10	1,2
1 : 12	1,1

Приведенные данные наиболее соответствуют условиям, когда транспортируемый материал весьма неоднороден по крупности. Для мелкого однородного материала указанные гидравлические уклоны будут несколько завышены.

Таблица 121

Потери напора на 1 м длины пульповода при движении гидросмеси

Диаметр пульповода, мм	v, м/сек	Q, м³/сек,	Гидравлические уклоны Т : Ж				
			1 : 12	1 : 10	1 : 8	1 : 5	1 : 3
Пески среднезернистые							
250	2,0	0,100	0 0165	0,0180	0,0196	0,0210	0,0225
300	2,1	0,150	0,0143	0,0156	0,0169	0,0182	0,0195
350	2,2	0,210	0,0132	0,0143	0,0155	0,0167	0,0180
400	2,4	0,300	0,0132	0,0143	0,0155	0,0167	0,0180
450	2,6	0,415	0,0143	0,0156	0,0169	0,0182	0,0195
500	2,9	0,540	0,0154	0,0168	0,0182	0,0196	0,0210
600	3,2	0,900	0,0154	0,0168	0,0182	0,0196	0,0210
Пески крупнозернистые с небольшим количеством гравия							
250	2,5	0,120	0,0253	0,0276	0,030	0,0322	0,0345
300	2,8	0,200	0,0253	0,0276	0,030	0,0322	0,0345
350	3,0	0,290	0,0253	0,0276	0,030	0,0322	0,0345
400	3,3	0,410	0,0253	0,0276	0,030	0,0322	0,0345
450	3,6	0,575	0,0253	0,0276	0,030	0,0322	0,0345
500	3,9	0,765	0,0275	0,0300	0,0325	0,0350	0,0375
600	4,2	1,180	0,0242	0,0264	0,0286	0,0308	0,0330

ВНИИГидроуголь рекомендует определять удельные потери напора в пульповоде $i_п$ по формуле

$$i_п = i_0 + \Delta i,$$

где i_0 — потери напора на единицу длины пульповода для чистой воды;

Δi — дополнительные потери в пульповоде, вызванные наличием в воде твердого материала.

Значения Δi в зависимости от соотношения Т : Ж в пульпе приведены ниже. С. А. Коржаев [14] предлагает вычислять потери напора для пульпы по формуле

$$i_п = i_0 + K\,\Delta\gamma,$$

где $i_п$ — удельные потери напора при движении пульпы;

i_0 — то же, для воды;

$\Delta\gamma = \gamma_п - 1$;

$\gamma_п$ — удельный вес пульпы;

K — коэффициент транспортабельности, зависящий от крупности транспортируемой породы, диаметра пульповода и угла его наклона (значение K при транспортировании

песчано-гравийных смесей, гравия и щебня изменяется от 0,38 до 0,83).

Значения Δi

Соотношение Т : Ж	Величина добавочного уклона
1 : 2,5	0,012—0,015
1 : 4	0,01
1 : 5 ÷ 1 : 6	0,009
1 : 8 ÷ 1 : 10	0,007

В табл. 122 приведены скорости, рекомендуемые С. А. Коржавым, при транспортировании пород в пульповодах разных диаметров.

Уточненный и приближенный методы расчета параметров гидротранспорта — рекомендованы ИГД им. А. А. Скочинского [23].

Таблица 122*

Рекомендуемые скорости

Транспортируемый материал	Диаметр пульповода, мм								
	150	200	250	300	400	500	600	700	800
	Рекомендуемые скорости, м/сек								
Мелкий песок	2,2	2,3	2,5	2,6	2,9	3,2	3.5	3,9	4,1
Рядовой крупно-зернистый песок	2,5	2,7	2,8	3,0	3,3	3,6	3,9	4,4	4,7
Щебень, гравий до предельной крупности . . .	3.1	3,3	3,5	3,7	4,1	4,5	4,9	5,4	5,8

* *Данные таблицы относятся к пульпам наименьшей концентрации.*

Глава IV

ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ РАЗМЫВА И ГИДРОТРАНСПОРТА ПОРОД

14. Гидромониторы и гидромониторные установки

Гидромониторы ГМН-250, ГМН-250с и ГМ-2. При гидравлической разработке россыпей наиболее широко используются гидромониторы с ручным управлением ГМН-250 и ГМН-250с, а также ГМ-2.

Техническая характеристика гидромониторов ГМН-250 и ГМН-250с

Тип гидромонитора	ГМН-250	ГМН-250с
Диаметр входного отверстия, мм	250	250
Угол поворота ствола в горизонтальной плоскости, град.	360	360

Тип гидромонитора	ГМН-250	ГМН-250с
Угол поворота ствола в вертикальной плоскости, град:		
вверх	32	27
вниз	28	27
Диаметры выходного отверстия насадок, мм	51; 63,5; 76,5; 89; 102	50; 70; 90; 100
Рабочее давление, кгс/см²	12	20
Размеры, мм:		
длина (с насадкой ∅70 мм)	—	3200
ширина	—	570
высота	—	1460
Масса гидромонитора с насадкой, кг	175	196

Гидромониторные установки ГУЦ. Конструкция этих установок разработана ЦНИГРИ. Установка состоит из двух самоуравновешенных гидромониторов, управляемых дистанционно с помощью гидравлической или электрогидравлической системы.

Гидромониторная установка ГУЦ-6 (рис. 83) оснащена двумя самоуравновешенными гидромониторами ГМЦ-250м и имеет электрогидравлическое управление. Электрогидропривод устанавливается непосредственно у гидромонитора. Управление гидромонитором производится с переносного пульта, соединенного кабелем с электроприводом. Напряжение питания приборов дистанционного управления 36 в.

Гидромонитор ГМЦ-250м имеет каретку с гидравлическим зажимом для поворота ствола в горизонтальной плоскости на любой угол и устройство для автоматического реверсивного поворота ствола гидромонитора в горизонтальной плоскости.

Техническая характеристика гидромониторных установок ГУЦ-4 и ГУЦ-6

Тип установки	ГУЦ-4	ГУЦ-6
Тип гидромонитора (марка)	ГМЦ-250	ГМЦ-250м
Предельное рабочее давление воды, кгс/см²	12	16
Наибольшее расстояние дистанционного управления	35	100—150
Рабочий угол поворота ствола гидромониторов в горизонтальной плоскости, град:		
без перехвата	120	115
с перехватом	—	360
Угол поворота ствола в вертикальной плоскости, град:		
вверх	30	35
вниз	31	30
Диаметр выходного отверстия насадок, мм	51; 63; 76; 89; 100	51; 63; 76; 89; 100

Тип установки	ГУЦ-4	ГУЦ-6
Размеры гидромонитора, мм:		
длина	2800	3460
ширина	1750	1875
высота	1350	1410
Водопроизводительность гидромонитора, м³/ч	—	250—800
Масса одного гидромонитора, кг	320	230
Давление в маслосистеме, кгс/см²	20	До 25
Общая масса установки, кг	880	660

Гидромониторы ГМСД. Серия гидромониторов ГМСД, включающая несколько модификаций, разработана Г. П. Давидянцем и Г. Г. Давидянцем и институтом Гипроуглеавтоматизация.

Самоходный гидромонитор ГМСД-300 имеет гусеничный ход с электрическим приводом. Управляют им при помощи электрогидравлической системы с пульта, расположенного от него на расстоянии до 50 м. Гидромонитор подключают к водоводу посредством высоконапорного шланга. Он может быть максимально приближен к забою при размыве.

Техническая характеристика гидромонитора ГМСД-300

Диаметр входного отверстия, мм	300
Допускаемое рабочее давление, кгс/см²	16
Диаметры выходного отверстия насадок, мм	100—140
Водопроизводительность, м³/ч	1200—2900
Возможный угол поворота ствола, град:	
вверх	35
вниз	15
в горизонтальной плоскости	±180
Удельное давление на грунт, кгс/см²	0,28
Общая мощность электродвигателей, квт	83
Размеры гидромонитора, м:	
длина	9
высота	2,2
ширина	2,1
Общая масса, т	7,6

Шагающие гидромониторы ГМСДШ-300 и ГМСДШ-500 конструкции тех же авторов предназначены главным образом для размыва труднопромывистых глинистых пород. Они имеют дистанционное управление и специальную конструкцию, позволяющую максимально приближать гидромониторы к забою во время работы (рис. 84).

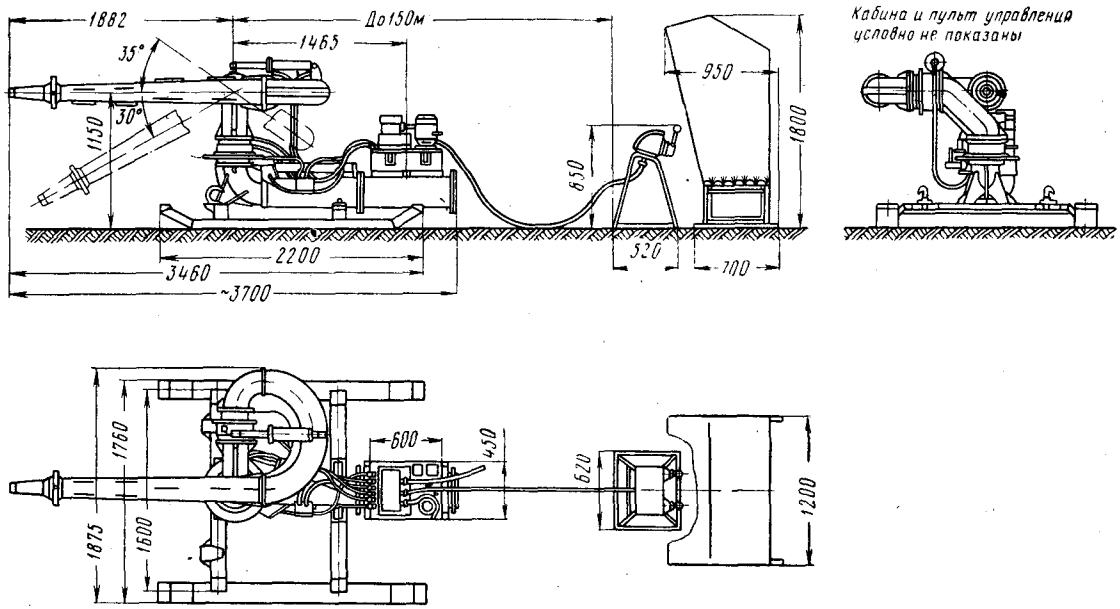


Рис. 83. Гидромониторная установка ГУЦ-6 (показан один из двух гидромониторов ГМЦ-250м)

Техническая характеристика шагающих гидромониторов

Тип гидромонитора	ГМСДШ-300	ГМСДШ-500
Длина ствола, м	5,4; 10,9	18
Диаметр входного отверстия монитора, мм	300	500
Допускаемый рабочий напор, кгс/см²	16	20
Диаметр выходного отверстия насадок, мм	100—140	140—220
Водопроизводительность, м³/ч	1200—2900	3200—6300
Угол поворота ствола, град:		
вверх	35; 35	35
вниз	6; 3	0
в горизонтальной плоскости	±180; ±30	±24
Максимальная скорость передвижения при автоматическом шагании, м/ч	58	50
Размеры в рабочем положении, м:		
длина	8,26 14,85	37
ширина	3,62 3,62	8
высота	1,93 2,48	3,4
Мощность электродвигателя, квт	10	40
Расстояние от пульта управления до гидромонитора, м	50	100
Общая масса гидромонитора, т	6,95 8,5	39

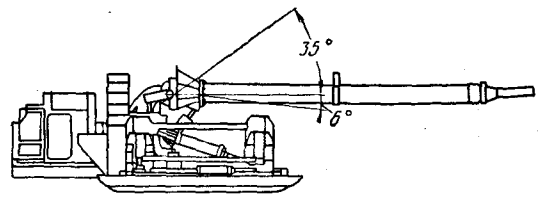


Рис. 84. Шагающий гидромонитор ГМСДШ-300 с дистанционным управлением

Гидромонитор ГМДУЭГ-250. Проект гидромонитора разработан в тресте Гидромеханизация. Рассчитан на рабочее давление до 16 кгс/см². Диаметр входного отверстия 250 мм. Гидромонитор снабжен комплектом насадок диаметром 75, 90, 100, 110 и 125 мм.

Управляется дистанционно с помощью электрогидравлической системы. В гидравлической масляной системе использован лопастной насос Г12-12А, развивающий давление 65 кгс/см². Масса установки (без кабины и управления) 1080 кг. Наибольшая водопроизводительность 2300 м³/ч.

Гидромонитор КУГУ-350/200. Выпущен механическими мастерскими Губкинского строительного управления треста Гидромеханизация. Рабочее давление до 16—18 кгс/см². Диаметр насадок 125—170 мм. Максимальная производительность по воде 4500 м³/ч. Управление гидромонитором электромеханическое, дистанционное. Длина ствола до 4,5 м. Диаметр входного отверстия 350 мм. Создана также конструкция гидромонитора большей производительности — КУГУ-500/225 с входным отверстием диаметром 500 мм.

15. Землесосы

Основным оборудованием для напорного гидротранспортирования пород являются землесосы (грунтовые центробежные насосы), конструкция которых позволяет перекачивать абразивные породные и угольные пульпы. Наряду с ранее освоенными землесосами НЗ, ЗГМ, Р, промышленность выпускает центробежные грунтовые насосы Гр нескольких типоразмеров, предназначенных для перекачивания гидросмесей. Это землесосы типа Л — легкие однокорпусные, Р — легкие с футеровкой из резины, Т — тяжелые двухкорпусные с защитной футеровкой из износоустойчивых металлов.

В обозначение типоразмера входят: первые цифры — диаметр входного патрубка (в миллиметрах), уменьшенный в 25 раз; буквенное обозначение назначения насоса (Гр — грунтовый, Гру — грунтовый с увеличенным проходным сечением проточной части) и его исполнения (соответствующей буквой Л, Р или Т обозначают тип насоса, для насоса с вертикальным валом добавляют букву В); цифры после буквенного обозначения — коэффициент быстроходности насоса, уменьшенный в 10 раз и округленный. Например, марка 20Гр-8т обозначает грунтовый насос с нормальным проходным сечением, тяжелого типа, с входным патрубком диаметром 500 мм и коэффициентом быстроходности 80.

В табл. 123 приведена техническая характеристика землесосов различных типов и параметры электрооборудования для привода. На рис. 85, 86 представлены чертежи грунтовых центробежных насосов 12Гру-8т и ЗГМ-1-350А.

Для удобства передвижения землесос, укрепленный на раме, с двигателем и пусковой аппаратурой монтируется на деревянных или металлических санях либо на корытообразном металлическом основании.

Таблица 123

Техническая характеристика землесосов (грунтовых центробежных насосов) и электродвигателей к ним

Марка землесоса	Производительность по воде, м³/ч	Напор, м вод. ст.	Диаметр рабочего колеса, мм	Наибольший размер твердых включений, пропускаемых землесосом, мм	Допускаемая вакуумметрическая высота всасывания, м. вод. ст.	Масса землесоса, кг	К. п. д., %	Электродвигатель				Размеры агрегата, мм		
								тип	мощность, квт	скорость вращения, об/мин	напряжение, в	длина	ширина	высота
3Гр-8	50	15	225	40	8,5	185	53	АО-62-4	10	1450	220/380	1315	485	605
5Гр-8	150	33	325	55	7,8	350	60	А-81-4	40	1450	380	1858	856	848
5Гру-12	150	16	254	70	8,0	350	57	А-71-4	20	1450	380	1681	650	736
8Гр-8т	400	38	500	85	7,5	1 012	62	А-102-6м	125	985	380	2765	995	1215
8Гру-12	380	19,5	400	110	7,5	983	67	АО-93-6	55	985	380	2630	911	1133
10Гру-8л	740	39	700	150	8,0	1 885	70	АК-112-8	160	730	380	3233	1069	1410
12Гр-8т	1330	58	840	140	7,0	3 079	66	АК-13-52-8	500	730	6000	3895	1570	1830
12Гру-12л	1320	28	650	180	7,4	2 212	67	АК-12-42-8	250	750	6000	3950	1509	1495
16Гру-8л	2140	58	1030	230	7,2	6 650	68	АКН-14-46-10	630	590	6000	5105	1833	1959
20Гр-8т	4000	68	1390	230	6,5	15 290	73	СДНЗ-16-51-12	1600	500	3000/6000	8310	2410	2365
20Гр-8т	3380	56	1250	230	6,5	15 240	71	СДН-16-41-12	1250	500	6000	7216	2385	2385
8НЗу	850	28	620	150	6,8	2 790	60	3Д6	150 л. с.	735	—	4850	1330	1660
8НЗм	800	25	610	150	4,5	1 485	60	АК-104-8	135	750	220/380	1666	1220	1160
3ГМ-1-350А	1900	43	910	210	5,5	4 010	70	АК-13-62-10	500	590	6000	4140	1790	1790
3ГМ-1м	1500	37	700	200	6,0	3 825	66	СД-12-52-8А	320	740	6000	3846	1650	1935
3ГМ-2м	1900	53	850	190	5,7	3 400	65	АК-13-62-8	630	740	6000	4256	1580	1795
20Р-11	3600	45	1100	220	5,0	9 250	68	СДН-15-39-12	800	500	6000	—	—	—
20Р-11м	3800	62	1250	220	3,0	10 532	59	СДН-16-41-12	1250	500	6000	6820	2420	2065

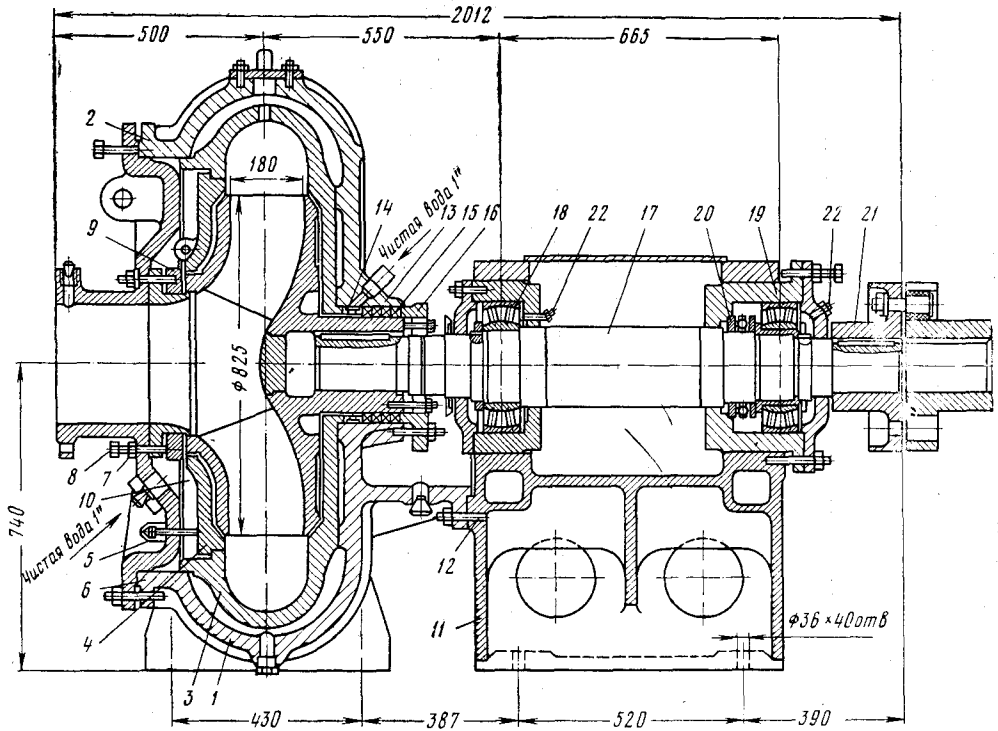


Рис. 85. Конструкция грунтового центробежного насоса 12Гру-8т:

1 — нижняя половина наружного корпуса; *2* — верхняя половина наружного корпуса; *3* — внутренний корпус; *4* — передний бронедиск; *5* — прижимная шпилька; *6* — передняя крышка; *7* — установочное кольцо; *8* — шпилька; *9* — уплотнительное кольцо; *10* — рабочее колесо; *11* — консольная опора корпуса; *12* — шпилька; *13* — корпус сальника; *14* — водораспределительное кольцо; *15* — сальниковая набивка; *16* — крышка сальника; *17* — вал; *18* — радиальный сферический роликоподшипник; *19* — радиальный шарикоподшипник; *20* — упорный шарикоподшипник; *21* — упругая муфта; *22* — пресс-масленка

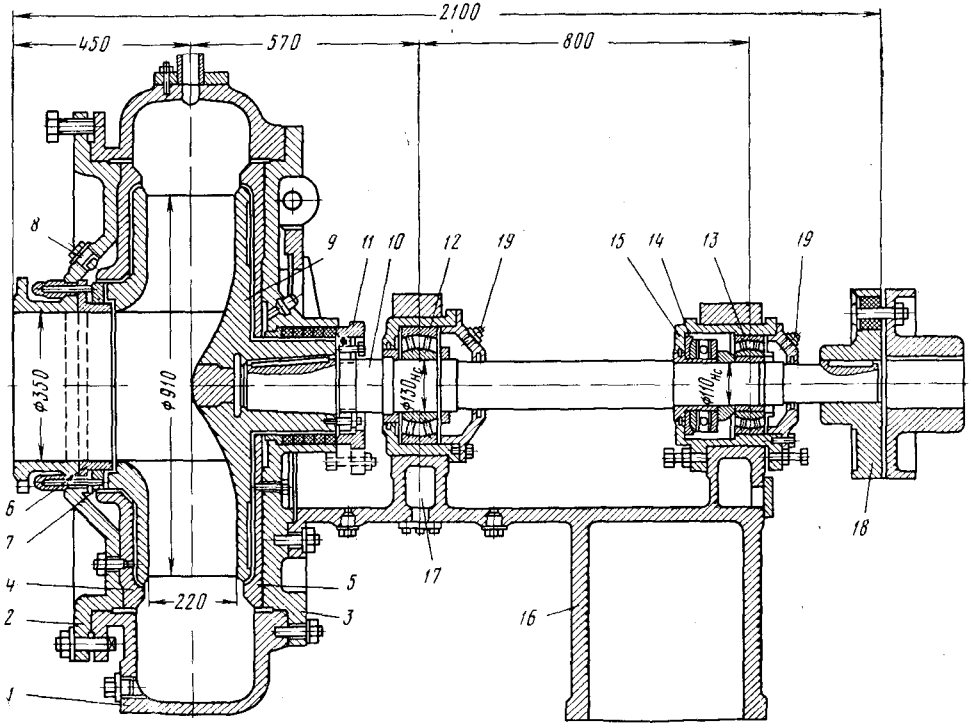


Рис. 86. Конструкция грунтового центробежного насоса 3ГМ-1-350А:

1 — корпус; *2* и *3* — передняя и задняя крышки; *4* и *5* — бронедиск; *6* — установочное кольцо; *7* — уплотнительное кольцо; *8* — полость для чистой воды; *9* — рабочее колесо; *10* — вал; *11* — крепежная гайка; *12* и *13* — радиальные двухрядные роликовые подшипники; *14* — упорный шарикоподшипник; *15* — регулировочный стакан; *16* — кронштейн (консольная опора); *17* — полость консольной опоры; *18* — упругая муфта; *19* — пресс-масленка

16. Трубы

Для изготовления напорных трубопроводов при гидротранспорте используют преимущественно стальные трубы различного сортамента (табл. 124—126). Стальные электросварные трубы со спиральным швом поставляются длиной от 10 до 18 м, обычные электросварные — длиной не менее 5 м, диаметром более 152 мм. Диаметр труб определяют расчетом, толщину стенки выбирают с учетом абразивности транспортируемых пород и сроков изнашиваемости стенок трубы, исходя из срока службы пульповода.

Таблица 124

Стальные электросварные трубы со спиральным швом

Условный проход, мм	Наружный диаметр труб, мм	Толщина стенки, мм								
		4	5	6	7	8	9	10	11	12
		Теоретическая масса 1 м труб, кг								
400	426	42,25	52,69	63,08	73,41	83,70	—	—	—	—
450	480	47,66	59,45	71,18	82,87	94,51	—	—	—	—
500	530	52,66	65,70	78,69	91,63	104,52	117,4	—	—	—
600	630	—	78,22	93,71	109,1	124,5	139,9	155,2	—	—
700	720	—	89,48	107,2	124,9	142,6	160,2	177,7	195,2	212,6
800	820	—	102	122,3	142,4	162,6	182,7	202,7	222,7	242,7
900	920	—	—	—	—	182,6	205,2	227,8	250,3	272,7
1000	1020	—	—	—	—	202,6	227,7	252,8	277,8	302,8
1200	1220	—	—	—	—	—	—	—	332,9	362,8

Таблица 125

Стальные электросварные трубы

Наружный диаметр труб, мм	Толщина стенки, мм									
	5	5,5	6	7	8	9	10	11	12	14
	Теоретическая масса 1 м труб, кг									
426	51,91	57,03	62,14	72,33	82,46	92,56	102,59	112,58	122,52	—
480	58,57	64,36	70,13	81,65	93,12	104,52	115,90	127,22	138,49	—
530	—	—	77,53	90,28	102,98	115,62	128,23	140,78	153,29	—
630	—	—	92,33	107,54	122,71	137,81	152,89	167,91	182,88	—
720	—	—	—	123,1	140,5	157,8	175,1	192,3	209,5	—
820	—	—	—	140,3	160,2	180,0	199,8	219,5	239,1	278,3
920	—	—	—	157,6	179,9	202,2	224,4	246,6	268,7	312,8
1020	—	—	—	—	199,7	224,4	249,1	273,7	298,3	347,3
1120	—	—	—	—	219,4	246,6	273,7	300,8	327,9	381,9
1220	—	—	—	—	—	268,8	298,4	328,0	357,5	416,4
1320	—	—	—	—	—	291,0	323,0	355,1	387,1	450,9
1420	—	—	—	—	—	—	347,7	382,2	416,7	485,4

Таблица 126

Стальные бесшовные горячекатаные трубы

Наружный диаметр труб, мм	Толщина стенки, мм							
	6	7	8	9	10	11	12	14
	Теоретическая масса 1 м труб, кг							
203	29,14	33,83	38,47	43,05	47,59	52,08	56,52	65,94
219	31,52	36,60	41,63	46,61	51,54	56,43	61,26	70,78
245	—	41,09	46,76	52,38	57,95	63,48	68,95	79,76
273	—	45,92	52,28	58,60	64,86	71,07	77,24	89,42
299	—	—	57,41	64,37	72,27	78,13	84,93	98,40
325	—	—	62,54	70,14	77,68	85,18	92,63	107,38
351	—	—	67,67	75,91	84,10	92,23	100,32	116,35
377	—	—	—	81,68	90,51	99,29	108,02	125,33
402	—	—	—	87,21	96,67	106,06	115,41	133,94
426	—	—	—	92,55	102,59	112,58	122,52	142,25

Износ землесосов и трубопроводов

В табл. 127 приведены данные по износу деталей (за трехгодичный период работы) землесосов ЗГМ-1 и ЗГМ-2. Детали были изготовлены в приисковых механических мастерских. Землесосы транспортировали супесчаные, суглинистые и глинистые породы с незначительным количеством гали.

Таблица 127

Износ деталей землесосов ЗГМ-1 и ЗГМ-2

Деталь	Количество деталей в землесосе	Расход деталей всего, шт.	В том числе реставрировано, шт.	Срок службы одной детали в среднем, ч	Объем горной массы, перемещенный за период службы одной детали, тыс. м³
Корпус землесоса	1	22	8	1260	72,5
Рабочее колесо	1	22	—	1260	72,5
Бронедиски	2	32	—	866	50,0
Уплотнительное кольцо . .	1	22	—	1260	72,5
Бронекольцо	1	5	—	5544	319,0
Крышки	1	23	13	1205	69,3
Упорный подшипник . . .	1	11	—	2524	145,0
Опорный подшипник . . .	2	20	—	1386	79,7
Обратный клапан	1	4	—	6930	399,0
Сальниковый шарнир . .	1	6	—	4620	266,0

Объемы породы, приходящиеся на период эксплуатации отдельных деталей землесоса до их ремонта, полученные на основании данных практики, даны в табл. 128. В табл. 129 приведены нормативные данные о сроках службы запасных частей землесосов.

К легким породам (табл. 129), относят глинистые и суглинистые породы, к средним — мелко- и среднезернистые пески с примесью глины. К тяжелым породам относят крупнозернистые пески с гравием до 20%, к очень тяжелым — сильноабразивные породы с содержанием гравия до 50% и больше.

Таблица 128

Износостойкость деталей землесосов

Деталь	Объем перемещенных пород до ремонта, тыс. м³			
	8НЗ		ЗГМ-1	
	Песчано-глинистые, слабокаменистые породы	Алмазоносные речники с кварцевой галькой	Легкие породы	Алмазоносные речники с кварцевой галькой
Рабочее колесо	40	7	160	10
Бронедиск передний	35	3	70	15
Колесо всасывающей трубы	90	20	200	30
Уплотнительное кольцо	40	3	80	—
Корпус (улита)	60	10	130	15

Таблица 129

Нормативные сроки службы запасных частей землесосов

Деталь	Срок службы при перемещении различных пород, ч			
	легких	средних	тяжелых	очень тяжелых
Рабочее колесо	2500	1250	840	630
Уплотнительное кольцо	2500	1250	840	630
Установочное кольцо	2500	1250	840	630
Кольцо сальника	2500	1250	840	630
Крышка сальника	5000	5000	5000	5000
Нажимная втулка сальника	2500	2500	2500	2500
Грундбукса	2500	1250	840	630
Бронедиск всасывающей стороны	1250	630	420	390
Бронедиск со стороны станины	2500	1250	840	830
Всасывающий патрубок	5000	2500	1680	1250
Корпус улитки	—	—	2500	1680
Шарикоподшипник упорный	5000	5000	5000	5000
Роликоподшипники	5000	5000	5000	5000

Затраты на сооружение и содержание пульповодов достигают 20—50% стоимости всей гидротранспортной установки. В значительной степени на величину этих затрат влияет износ трубопроводов. При транспортировании абразивных материалов (песок, щебень) износ пульповодов значителен.

Данные по износу стальных труб на вскрышных работах на угольных разрезах при работе без заиления трубопровода приведены в табл. 130.

Таблица 130

Износ стальных труб

Диаметр трубы, мм	Толщина стенки, мм	Объем пропущенных пород, тыс. м³					
		Глинистый песок		Песок		Мелкая галька—гравий	
		при износе стенки на 1 мм	При полном износе и повороте трубы	при износе стенки на 1 мм	при полном износе и повороте трубы	при износе стенки на 1 мм	при полном износе и повороте трубы
200	8	115	460	104	416	58	290
300	10	260	1560	234	1400	130	780
400	11	463	3000	417	2700	230	1610
500	12	735	5500	652	4380	370	2960

Глава V

ВОДОСНАБЖЕНИЕ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ РАБОТ

17. Схемы и расчет водоснабжения

Выделяют две схемы водоснабжения: прямоточную и с оборотом воды.

При водоснабжении по прямоточной схеме расход воды источника должен превышать потребляемое количество воды вместе с потерями при подаче от источника к месту разработки.

При использовании оборотной воды гидравлическая разработка может быть организована при относительно небольших расходах воды из источника, составляющих 10—40% от общей потребности разреза.

При создании запасов воды в водоемах, заполняемых в период весеннего снеготаяния и паводка, гидравлические работы можно проводить и при меньших расходах воды из источника.

Прямоточную схему водоснабжения используют преимущественно на гидравлических разрезах с естественным напором, а также на разрезах с искусственным напором в условиях достаточной водообеспеченности. Водоснабжение с оборотом применяют исключительно на гидравлических разрезах с искусственным напором.

Предполагаемые расходы воды в источниках, а также годовой сток определяют водохозяйственными расчетами.

Потребность гидравлического разреза в воде. Количество воды, потребляемой гидравлическим разрезом в единицу времени,

$$Q = \frac{V_{\text{сут}} q}{24 \cdot 3600 \eta_{\text{в}}}, \text{ м}^3/\text{сек},$$

где $V_{\text{сут}}$ — суточная производительность разреза по горной массе, м³; q — удельный расход воды, м³/м³; $\eta_{\text{в}}$ — коэффициент использования рабочего времени при работе гидромониторов.

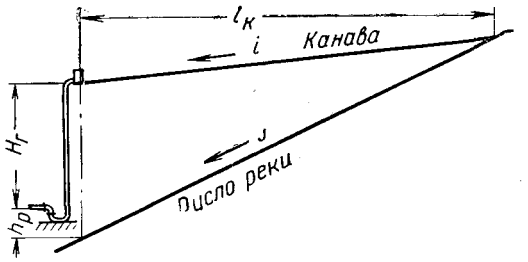


Рис. 87. Схема создания естественного напора

Удельный расход воды должен быть принят с учетом расходов воды на размыв и транспортирование горной массы, на зачистку плотика и вспомогательные цели, а также с учетом потерь воды в технологическом процессе. Обычно эту величину устанавливают на основании практических данных по предприятиям-аналогам.

Водоснабжение гидравлических разработок с естественным напором. Схема водоснабжения предусматривает водозабор из источника и подвод воды к месту разработки по канаве, пройденной с меньшим уклоном, чем уклон долины реки, в результате чего в месте разработки создается естественный напор воды (рис. 87).

Зависимость между длиной водозаводной канавы $l_к$, ее уклоном i, величиной геодезического напора $H_г$ и уклоном долины J

$$l_к = \frac{H_г + h_р}{J - i},$$

где $h_р$ — высота расположения насадки гидромонитора над уровнем воды в реке.

Водозаводная канава рассчитывается на пропуск необходимого количества воды со скоростями, не допускающими заиления и размыва стенок и дна канавы.

Гидравлический расчет канавы трапецеидального сечения заключается в определении ее сечения (ширины по дну и по верху, глубины наполнения), расхода Q и скорости воды $v_к$, уклона канавы i. Обычно некоторые из перечисленных параметров бывают заданы, а остальные определяют расчетом.

Расход воды определяют по формуле

$$Q = \omega C \sqrt{Ri}, \text{ м}^3/\text{сек},$$

где R — гидравлический радиус;
C — коэффициент Шези;
i — гидравлический уклон канавы;
ω — площадь живого сечения.

Скорость воды в канаве

$$v_к = \frac{Q}{\omega}, \text{ м/сек}.$$

Основные размеры поперечного сечения канавы:

скоростная характеристика

$$W = \frac{v_к}{\sqrt{i}};$$

по таблицам функций $W = C\sqrt{R} = f(R)$ находят гидравлический радиус R канавы;

определяют площадь живого сечения канавы $\omega = \frac{Q}{v_к}$ и величину смоченного периметра $x = \frac{\omega}{R}$;

вычисляют глубину наполнения канавы h по формуле

$$h = \frac{x}{2(m' - m)} - \sqrt{\frac{x^2}{4(m' - m)^2} - \frac{\omega}{m' - m}},$$

где $m' = 2\sqrt{1 + m^2}$. Если подкоренное выражение отрицательное, это значит, что при заданных расходе и уклоне принятая скорость не может быть обеспечена, в этом случае необходимо изменить уклон канавы или скорость потока;

определяют ширину канавы по дну

$$b = x - m'h.$$

Наивыгоднейший уклон канавы, при котором объем работ по проходке земляной канавы и затраты на проходку минимальны, рекомендуется определять по уравнению

$$i_н = \frac{J}{3{,}5 + 1{,}5\sqrt{n}},$$

где J — средний уклон долины;

n — коэффициент шероховатости стенок канавы.

Водоснабжение гидравлических разработок с искусственным напором.

При схеме с прямоточным водоснабжением сооружают водозабор, насосную станцию, трубопроводы, отстойники или другие осветляющие сооружения.

При схеме водоснабжения с оборотом сооружают основное водохранилище (часто совмещено с гидроотвалом), основную насосную, станцию подпитки, трубопроводы (основной и подпиточный), отстойные сооружения. Запасы оборотной воды создают за счет сбора весенних и паводковых вод, а также за счет подачи воды из ближайших водных источников в подготовленные водоемы. В табл. 131 приведена характеристика водоотстойников на некоторых гидравлических разрезах приисков.

Насосные станции сооружают стационарными или плавучими, на специальном понтоне. Плавучие насосные станции обычно используют для подачи осветленной воды из прудов-отстойников гидроотвалов, намываемых кольцевым способом, а также в тех случаях, когда уровень воды в водохранилище подвержен большим колебаниям.

Таблица 131

Характеристика водоотстойников на гидравлических разработках россыпей

Площадь гидроотвала, тыс. м²	Площадь пруда-отстойника, тыс. м²	Объем воды, тыс. м³			Водообеспеченность по условиям потребления, сутки	Удельный расход воды, м³/ч	Расстояние подачи воды от насоса к забою, м	Расстояние подачи пульпы от землесоса на отвал, м	Способ подачи дополнительной воды
		пруд-отстойник	отстойное водохранилище	всего					
90,4	45,4	91	—	91	7	25	120	120	Самотечный
85,2	75,2	445	152	597	10	25	450	300	То же
62,8	18,8	10	160	170	3	18	850	200	»
129,2	97,6	100	—	100	4	10	350	100	»
101,6	30,5	15	86	101	17	10	200	200	Напорный
29,2	9,0	14	40	54	8	14	500	150	Не подается
40,0	36,0	—	126	126	18	10	200	350	Напорный
119,0	55,9	56	—	56	9	10	350	200	То же
79,7	7,5	71	166	237	8	20	400	100	Не подается
190,0	79,0	—	102	102	3	20	350	250	То же
206,0	152,0	—	—	—	—	23	250	300	Самотечный
11,6	5,2	30	165	195	20	12	300	200	Не подается

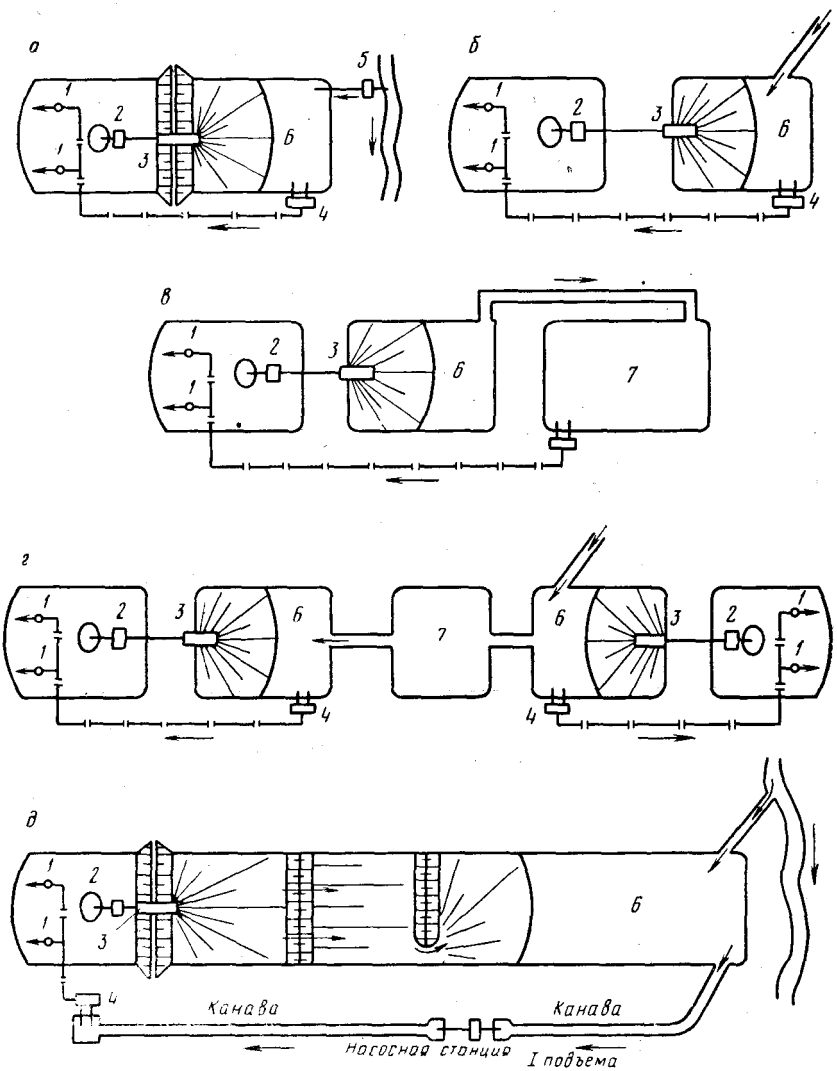


Рис. 88. Схемы оборотного водоснабжения и отвалообразования при гидравлической разработке россыпей:

1 — гидромониторы; *2* — землесос; *3* — обогатительный прибор; *4* — основная насосная станция; *5* — насосная станция подпитки; *6* — пруд-отстойник гидроотвала; *7* — основное водохранилище

На рис. 88 показаны схемы оборотного водоснабжения и размещения отвалов и отстойников, применяемые при гидравлической разработке россыпей. На схемах *а* и *б* пруд-отстойник гидроотвала служит одновременно основным водохранилищем. В схеме *а* подпитка осуществляется подпиточным насосом, а в схеме *б* — самотеком. В схеме *в* загрязненная вода дополнительно отстаивается в основном водохранилище. При оборотном водоснабжении по схеме *г* основное водохранилище обслуживает два гидравлических разреза. В условиях, когда водохранилище вытянуто в длину, устраивают дамбы, перегораживающие отвальные емкости на отсеки и способствующие осаждению взвеси и лучшему осветлению воды (схема *д*).

18. Осветление воды

Гидравлические разработки являются источником интенсивного загрязнения окружающих водоемов и водных источников мелкими взвешенными частицами глины и ила (табл. 132). Для охраны природы и обеспечения рационального использования природных ресурсов предприятия, ведущие гидравлическую разработку, обязаны проводить мероприятия, улучшающие водный режим и предотвращающие вредные воздействия вод.

Таблица 132

Загрязненность оборотной воды

Место взятия пробы	Глубина взятия пробы, м	Способ взятия пробы	Загрязненность воды твердыми частицами, г/л
В зумпфе насосной станции	0,7; 1,45	Точечный	0,59; 0,71
	0—1,4	Интеграционный	0,14—0,22
	1; 2; 3;	Точечный	23,9; 43,4; 43,5
В водоподводящем лотке	0—1,1	Интеграционный	23,1
Из напорного водовода	—	—	40,6
В зумпфе насосной станции	0—1,25	Интеграционный	0,08
	1,5; 2,8	Точечный	1,41; 1,76
	0,5	То же	0,07
Из водоподводящей канавы	0,2	»	0,05
В зумпфе насосной станции	0—0,4	Интеграционный	0,10
Из насоса основной насосной станции	—	—	24,2
Из насоса	—	—	0,25
Из напорного водовода перекачной насосной станции	—	—	0,82
Из насоса основной насосной станции	—	—	0,21

Прииск обязан сооружать на гидравлических разработках, сбрасывающих загрязненную воду, отстойники или очистные устройства с естественной или искусственной очисткой во избежание загрязнения окружающих водоемов и водных источников. Эти мероприятия должны быть предусмотрены проектом гидравлических работ.

19. Потери напора в трубопроводах

Потери напора по длине трубопровода определяются величиной гидравлических сопротивлений. Различают сопротивления по длине и местные сопротивления. Режим потока может быть ламинарным и турбулентным. Критерием, определяющим режим потока, является число Рейнольдса (Re), которое для труб круглого сечения равно

$$\mathrm{Re} = \frac{vD}{\nu},$$

где v — средняя скорость потока, см/сек;
ν — кинематический коэффициент вязкости, см²/сек;
D — диаметр трубы, см.

Принято считать режим течения ламинарным, если $\mathrm{Re} < 2320$, и турбулентным при $\mathrm{Re} > 2320$.

Потери напора при ламинарном режиме течения пропорциональны первой степени скорости и могут быть определены по формуле

$$h_\omega = \frac{32\nu l v}{gD^2},$$

где h_ω — потери напора в трубопроводе длиной l;
g — ускорение силы тяжести.

При турбулентном режиме движения потери напора изменяются пропорционально квадрату скорости и определяются формулой

$$h_\omega = \lambda \frac{l}{D} \cdot \frac{v^2}{2g},$$

где λ — коэффициент сопротивления по длине водовода.

Для определения коэффициента λ при турбулентном движении потока известен ряд формул. Коэффициент λ может быть выражен через коэффициент Шези

$$\lambda = \frac{8g}{C^2}.$$

Если определить коэффициент Шези по формуле Н. Н. Павловского $C = \frac{1}{n} R^y$, то коэффициент сопротивления λ для труб диаметром $D < 4$ м может быть выражен следующей формулой:

$$\lambda = 8gn^2 \left(\frac{4}{D}\right)^{3\sqrt{n}},$$

где g — ускорение силы тяжести;
D — диаметр трубопровода;
n — коэффициент шероховатости (в ориентировочных расчетах для металлических сварных труб может быть принят равным 0,012, для более точных расчетов могут быть использованы данные табл. 133).

Таблица 133

Значения коэффициентов шероховатости n для напорных водоводов [17]

Характеристика поверхности водовода	Значения n			Примечания
	среднее	максимальное	минимальное	
Металлические напорные трубопроводы: со сварными поперечными и продольными швами без всякого стеснения живого сечения	0,012	0,0125	0,011	При наличии ржавчины и наростов в трубе коэффициент шероховатости увеличивается
со сварными продольными швами и клепаными поперечными с одним рядом заклепок	0,013	0,014	0,0115	
Деревянные напорные трубопроводы из клепок	0,011	0,012	0,010	

Значения λ для круглых труб различного диаметра приведены в табл. 134.

Таблица 134

Значения коэффициентов сопротивления λ для круглых труб

D, мм	Коэффициент шероховатости n				
	0,011	0,012	0,013	0,014	0,015
200	0,021	0,026	0,033	0,039	0,050
300	0,019	0,024	0,029	0,035	0,044
400	0,017	0,022	0,026	0,033	0,039
500	0,016	0,020	0,025	0,030	0,036
600	0,016	0,019	0,024	0,028	0,034
700	0,015	0,019	0,023	0,027	0,032
800	0,015	0,018	0,022	0,026	0,031
900	0,014	0,017	0,021	0,025	0,029
1000	0,013	0,017	0,020	0,023	0,028
1200	0,013	0,016	0,019	0,022	0,026
1500	0,012	0,015	0,018	0,021	0,025

Коэффициент сопротивления λ для гидравлически гладких труб можно определить по формуле П. К. Конакова

$$\lambda = \frac{1}{(1{,}8\,\mathrm{Re} - 1{,}5)^2},$$

где Re — число Рейнольдса для рассматриваемых условий.

Учитывая наличие стыков и сварных швов в трубах, для производственных условий значения λ рекомендуется увеличить на 10%.

Для стальных труб в обычных условиях эксплуатации трубопроводов значения λ могут быть приблизительно установлены по формуле А. Д. Альтшуля

$$\lambda = 0{,}11\left(\frac{K_э}{D} + \frac{68}{\mathrm{Re}}\right)^{0{,}25},$$

где $K_э$ — эквивалентная равномернозернистая шероховатость; эквивалентная шероховатость стальных труб, не бывших в эксплуатации, изменяется от 0,02 до 0,2 мм в зависимости от технологии изготовления труб, срока их хранения и других факторов [3].

Величина абсолютной шероховатости e для новых бесшовных стальных труб колеблется в пределах 0,04—0,17 мм, для старых заржавленных труб — 0,60—0,67 мм.

Местные сопротивления в напорных трубопроводах, которые возникают при входе в трубу от внезапного расширения или сужения потока, при повороте трубы, в клапанах и задвижках и т. п., определяют по формуле

$$h_\omega = \xi \frac{v^2}{2g},$$

где ξ — коэффициент местных сопротивлений;

v — средняя скорость в сечении, расположенном ниже по течению за данным сопротивлением.

В приближенных расчетах рекомендуется принимать значения коэффициентов местных сопротивлений из табл. 135.

Таблица 135

Коэффициент местных сопротивлений

Место сопротивления	Величина коэффициента ξ
Вход в трубу при острых кромках	0,5
Плавный вход в трубу	0,2
Резкий поворот трубы на 90°	1,2
Плавный поворот трубы на 90°	0,15
Задвижка при полном открытии	0,11 ÷ 0,12
Всасывающий клапан с сеткой в насосах	10
Выход из трубы под уровень	1

В прикидочных и приближенных расчетах величину местных сопротивлений иногда принимают равной 10% от общей величины потерь по длине водовода.

20. Расчет напорных водоводов

В расчетах водоводов большой длины можно пренебречь скоростным напором $\frac{v^2}{2g}$ и местными сопротивлениями [13]. Тогда расчет удобно производить по формулам:

$$h_\omega = \frac{Q^2}{K^2} l$$

и

$$Q = K\sqrt{i} = K\sqrt{\frac{h_\omega}{l}},$$

где Q — расход воды, м³/сек;

$K = \omega C\sqrt{R}$ — расходная характеристика, м³/сек;

ω — площадь поперечного сечения трубы;

C — коэффициент Шези;

R — гидравлический радиус;

$i = \frac{h_\omega}{l}$ — гидравлический уклон.

В табл. 136 приведены значения расходной характеристики K для водопроводных труб, вычисленные для нормальных расчетных условий ($n \approx 0{,}0125$). При этом коэффициент C определяли по формуле Н. Н. Павловского $C = \frac{1}{n} R^y \left(y = \frac{1}{6}\right)$.

Таблица 136

Расходная характеристика K

Диаметр трубы, мм	ω, м²	K, л/сек	Диаметр трубы, мм	ω, м²	K, л/сек
200	0,03142	341,10	500	0,19635	$3{,}927 \cdot 10^3$
250	0,04909	418,50	600	0,28274	$6{,}386 \cdot 10^3$
300	0,07068	$1{,}006 \cdot 10^3$	700	0,38485	$9{,}632 \cdot 10^3$
350	0,09621	$1{,}517 \cdot 10^3$	800	0,50266	$13{,}75 \cdot 10^3$
400	0,12566	$2{,}166 \cdot 10^3$	900	0,63617	$18{,}83 \cdot 10^3$
450	0,15904	$2{,}965 \cdot 10^3$	1000	0,78540	$24{,}93 \cdot 10^3$

21. Оборудование для водоснабжения

Насосы. Для подачи воды под напором от места водозабора к гидромониторам используют преимущественно центробежные одноступенчатые насосы высокого и среднего давления — НД и Д.

В обозначении насосов типа Д (14Д-6, 20Д-6 и др.) первая цифра — диаметр входного патрубка (в миллиметрах), уменьшенный в 25 раз; буква Д означает, что рабочее колесо двустороннего входа, цифра после тире — примерная быстроходность насоса, уменьшенная в 10 раз и округленная.

В обозначении насосов типа НД (8НДв, 14НДс, 20НДн и др.) первые цифры имеют то же значение, прописные буквы обозначают, что насос двустороннего входа, строчная буква в конце указывает на тип насоса (в — высоконапорный, с — средненапорный, н — низконапорный).

В табл. 137 приведены технические характеристики наиболее распространенных при гидравлической разработке центробежных насосов.

Таблица 137

Техническая характеристика горизонтальных центробежных насосов

Марка насоса	Производительность, м³/ч	Напор		Диаметр рабочего колеса, мм	Предельная вакуумметрическая высота всасывания, м	Мощность электродвигателя, квт	Скорость вращения, об/мин	К.п.д. насоса, %	Внутренний диаметр напорного патрубка, мм
		м вод. ст.	н/м²						
8НДв	720	89	$87{,}3 \cdot 10^4$	525	1,4	240	1450	81	200
8НДв	720	67	$65{,}7 \cdot 10^4$	470	1,4	180	1450	80	200
8НДв	540	94	$92{,}2 \cdot 10^4$	525	4,0	195	1450	78	200
10НМК×2	900	150	$147{,}1 \cdot 10^4$	545	2,5	500	1450	86	—
12Д-6	790	90	$88{,}3 \cdot 10^4$	—	4,5	295*	1450	77	—
12Д-19	790	21	$20{,}6 \cdot 10^4$	300	5,5	75	1450	84	250
12НДс	1080	68	$66{,}7 \cdot 10^4$	460	4,8	260	1450	87	300
12НДс	1260	64	$62{,}8 \cdot 10^4$	460	3,6	270	1450	88	—
14НДс	1260	37	$36{,}3 \cdot 10^4$	540	5,0	160	960	87	350
14Д-6	1250	125	$122{,}0 \cdot 10^4$	660	4,6	650	1450	76	—
16Д-9	1650	93	$91{,}2 \cdot 10^4$	—	4,5	615*	1450	84	—
20Д-6	1900	100	$98{,}1 \cdot 10^4$	855	4,0	840—900	970	70	300
18НДс	2700	58	$56{,}9 \cdot 10^4$	700	1,3	520	960	91	450
22НДс	3600	52	$51{,}0 \cdot 10^4$	860	4,4	600	730	89	500

* Максимальная мощность, потребляемая насосом, квт.

При комплектации насосных станций выбирают обычно насосы с одинаковой характеристикой. Стационарные насосные станции комплектуют различным числом насосов в зависимости от водопроизводительности разреза и типоразмера насосов. На плавучих насосных станциях обычно устанавливают 1—2, в отдельных случаях 3 насоса.

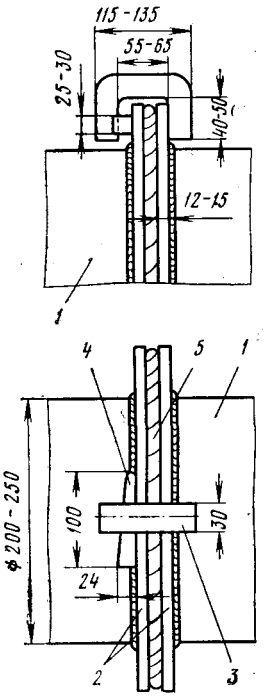


Рис. 89. Быстроразъемное соединение забойных водоводов, применяемое на Уральских гидравлических разрезах:

1 — труба; *2* — фланцы соединяемых труб; *3* — скоба; *4* — клин; *5* — прокладка

Техническая характеристика плавучих насосных станций, разработанных институтом Проектгидромеханизация и конторами проектно-конструкторских работ трестов Гидромеханизация и Трансгидромеханизация, приведена в табл. 138 [2].

Водоводы. Водоводы разделяют на магистральные, разводящие и забойные. Магистральные и разводящие водоводы монтируют из труб, соединяемых сваркой, реже фланцевыми соединениями. Забойные водоводы часто монтируют из труб с помощью быстроразъемных соединений (рис. 89). Для изготовления магистральных водоводов используют электросварные трубы большого диаметра (см. табл. 124 и 125). Сортаменты этих труб определены ГОСТ 10704—63 и ГОСТ 8696—62.

Для разводящих и забойных водоводов используют трубы меньшего диаметра, выбирая их из вышеуказанных сортаментов, а также из серии бесшовных горячекатаных труб (см. табл. 126). Сортамент стальных бесшовных горячекатаных труб определяется ГОСТ 8732—58.

Выбирая трубы для водоводов, ориентируются обычно на тонкостенные трубы, так как износ труб при водоподаче незначителен, если загрязненность воды механическими абразивными примесями в допустимых пределах.

Арматура. Основной арматурой, устанавливаемой на водоводах при гидравлической разработке, являются задвижки, обратные клапаны.

В табл. 139 приведена характеристика клиновых и параллельных задвижек с ручным и электрическим приводом.

В табл. 140 приведена техническая характеристика чугунных литых обратных клапанов, устанавливаемых на напорных водоводах.

Таблица 138

Техническая характеристика плавучих насосных станций

Тип насоса	Число насосов	Соединение насосов	Производительность насосной станции, м³/ч	Напор, м вод. ст.	Осадка понтона, м	Число понтонов в корпусе	Мощность электродвигателя, квт	Тип заливочного насоса	Масса насосной станции, т
8НДв	1	—	540	74	0,5	2	155	КВН-4	11,25
8НДв	1	—	720	76	0,6	4	220	КВН-4	18,66
8НДв	1	—	720	89	0,6	2	250	КВН-4	11,74
12НДс	1	—	1100	60	0,63	1	250	КВН-4	11,09
12НДс	2	Параллельное	2160	48	0,5	6	407	КВН-4	29,2
12Д-19	2	То же	1240—1860	24—18	0,5	3	167	3КМ-6	18,38
3В-200 × 2	3	»	750—1350	92—64	0,6	4	475	3К-6а	26,64
14НДс	1	»	1080	40	0,5	4	175	3К-6	25,20
14НДс	2	Параллельное	3240	68	0,42	6	808	КВН-8	32,0
18НДс	1	—	2600	60	0,53	2	646	3К-6	30,70
20Д-6	1	—	1450—2300	108—89	0,62	3	797	3КМ-6	24,65
22НДс	2	Последовательное	3600	104	0,95	1	1217	4НДв	80,00

Таблица 139

Задвижки

Условный диаметр $D_{усл}$, мм	Длина, мм	Масса, кг	Условное давление $P_{усл}$, кгс/см²	Условное обозначение	Вид привода
Клиновые с невыдвижным шпинделем					
150	280	75	10	30ч 30бк	Ручной
200	330	130	10	То же	То же
250	450	200	10	»	»
300	500	270	10	»	»
400	600	480	10	»	»
500	700	740	10	»	»
600	800	1060	10	»	»
500	700	1460	25	30с 927бр	Электрический
600	800	2240	25	То же	То же
800	1000	5150	25	»	»
Клиновые двухдисковые с выдвижным шпинделем					
500	350	890	2,5	30ч 6бк	Ручной
600	390	1260	2,5	То же	То же
800	470	2150	1,5	»	»
1000	550	3250	1,0	»	»

Продолжение табл. 139

Условный диаметр $D_{усл}$, мм	Длина, мм	Масса, кг	Условное давление $P_{усл}$, кгс/см²	Условное обозначение	Вид привода
		Параллельные с выдвижным шпинделем			
100	230	41,5	10	»	»
150	280	73	10	»	»
200	330	125	10	»	»
250	450	185	10	»	»
300	500	260	10	»	»
400	600	490	10	»	»
500	700	655	6	30ч 29бк	»
600	800	1000	6	То же	»
100	230	74	10	30ч 906бр	Электрический
150	280	110	10	То же	То же
200	330	184	10	»	»
250	450	300	10	»	»
300	500	312	10	»	»
400	600	540	10	»	»

Таблица 140

Клапаны обратные поворотные фланцевые

Условный диаметр $D_{усл}$, мм	Длина, мм	Масса, кг	Условное давление $P_{усл}$, кгс/см²	Условное обозначение
100	300	42	16	19ч 16бр
150	480	82	16	То же
200	500	110	10	»
250	600	143	10	»
300	700	217	10	»
400	900	468	10	»
500	1100	730	10	»
600	1300	1130	10	»

Обратные клапаны сварной конструкции разработаны конторой Гидромехпроект треста Гидромеханизация.

$D_{усл}$, мм	200	250	300	400	500	600	700	800
Масса, кг	138	192	242	402	637	1128	1322	1644

Глава VI

ТЕХНОЛОГИЯ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

22. Вскрытие

На гидравлических разработках применяют следующие основные способы вскрытия: канавой, котлованом, независимое.

Вскрытие канавой — наиболее экономичный и широко применяемый способ. Канаву проходят с уклоном, достаточным для самотечного перемещения размытых песков ($i = 0{,}015 \div 0{,}04$). Место заложения канавы выбирают таким образом, чтобы имелась возможность разместить за устьем канавы хвосты обогащения, транспортируемые по канаве самотеком (рис. 90). Длина выносных канав в пределах разреза колеблется от 40 до 1500 м, длина внешней части канавы за пределами промышленного контура 10—300 м. Расстояние между выносными канавами зависит от размеров вскрываемой россыпи, размеров самой канавы, объема отвальной емкости для складирования хвостов промывки и колеблется от 40 до 600—1000 м.

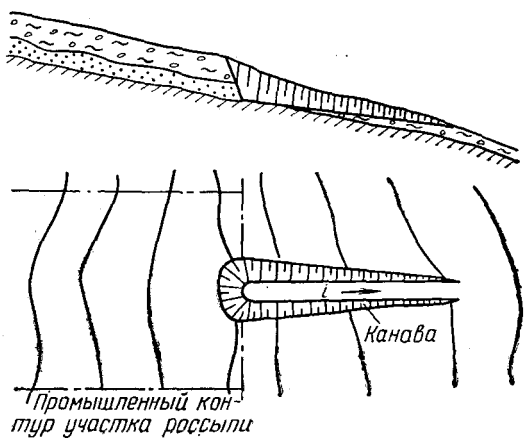


Рис. 90. Схема вскрытия канавой

Канавы глубиной до 5—6 м проводят с помощью гидромонитора, устанавливаемого на поверхности россыпи, в голове канавы или на одном из бортов (при глубине канавы до 2 м). Гидромонитор может быть установлен и на промежуточном горизонте. Для проведения канав используют также и бульдозеры. Глубокие канавы наиболее эффективно проводить экскаватором.

Вскрытие котлованом (рис. 91) производят в условиях сложного залегания россыпи, когда она имеет неровный плотик с невыдержанным уклоном, когда отсутствует возможность размещения хвостов в пойме или объем работ по проходке канавы чрезмерно велик и т. д. Котлован размещают на участке, где плотик имеет наиболее низкие отметки. Размеры котлована определяют из условия размещения на его дне землесосной установки или гидроэлеватора, зумпфа и

гидромониторов с трубопроводами. При размещении в котловане землесосной установки ЗГМ-2м площадь дна котлована составляет 1200—1500 м^2.

Котлован может быть сооружен экскаватором-драглайном, бульдозером (при небольшой глубине россыпи), а также с использованием гидромониторов и землесосной установки. В последнем случае гидромониторами с поверхности постепенно углубляют зумпф землесоса, а саму землесосную установку перемещают по мере углубки сначала на промежуточный горизонт, а затем и на дно котлована.

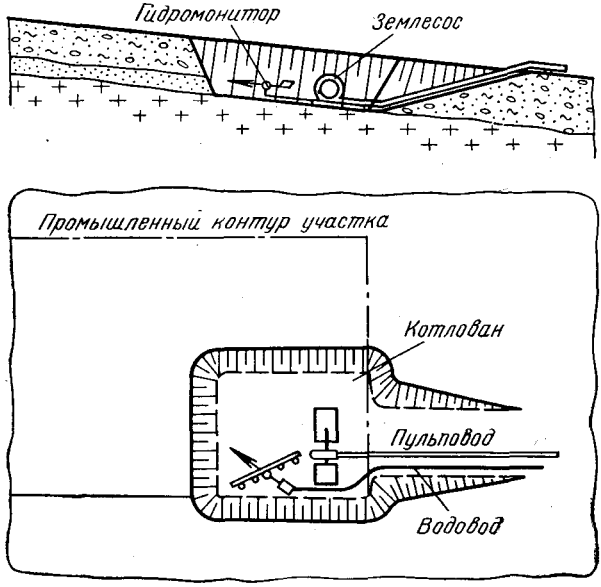


Рис. 91. Схема вскрытия котлованом

Независимое вскрытие горизонтов россыпи относится к комбинированным способам. К каждому горизонту россыпи здесь проводят самостоятельную выработку вскрытия. Число горизонтов составляет обычно два, реже — три. Верхний горизонт можно, например, вскрывать канавой или без выработок, нижний — котлованом. Существует несколько разновидностей этого способа вскрытия при сочетании бульдозерной, скреперной и гидравлической разработки горизонтов. Применение вскрытия без выработок или вскрытия выносной канавой для верхнего горизонта позволяет сократить затраты на подъем размытых песков и повышает эффективность независимого вскрытия.

Рассматриваемый способ целесообразно применять для вскрытия при большой мощности, а также при необходимости раздельной выемки отдельных слоев (например, с целью снижения разубоживания песков).

Наряду с отмеченными выше способами вскрытия, при разработке россыпей применяется также вскрытие штольней, канавой и котлованом (которые проходят на одном горизонте) и другие способы

23. Системы разработки

Системы гидравлической разработки россыпей классифицируют по основному признаку, который характеризует направление движения напорной струи гидромонитора при размыве забоя по отношению к направлению потока размытых песков. По этому признаку

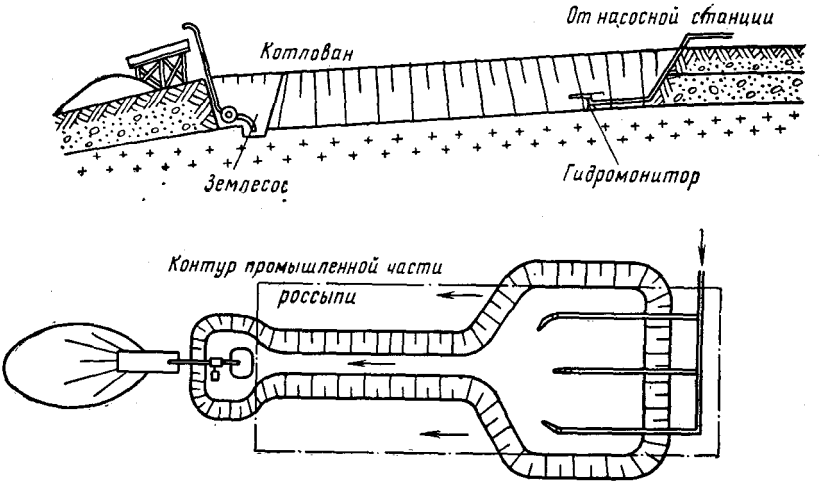


Рис. 92. Система с попутным забоем

выделяют следующие системы: с попутным забоем, со встречным забоем, с боковым забоем.

Система с попутным забоем (рис. 92) — позволяет более рационально использовать ударную силу струи гидромонитора. Наряду с размывом струей осуществляется и выгонка размытых песков.

Перед началом очистных работ проводят нарезную канаву, по которой в дальнейшем производят самотечный гидротранспорт песков. Длина канавы соответствует длине блока, отрабатываемого с одной установки землесоса (или гидроэлеватора), и составляет от 30 до 140 м. При малых уклонах плотика длина канавы не превышает 70 м. С увеличением глубины россыпи объем работ по проведению канавы значительно возрастает.

Система с попутным забоем преимущественно применяется для разработки россыпей мощностью от 2 до 8 м, шириной более 40 м и является весьма эффективной и экономичной.

Наряду с обычным вариантом системы на россыпях глубиной до 2—3 м, применяют вариант с отступающим забоем и расположением гидромониторов на поверхности.

Система со встречным забоем — распространена меньше при гидравлической разработке россыпей и широко применяется на вскрышных работах в карьерах. В этой системе направление потока размытых песков противоположно направлению движения напорной струи гидромонитора, размывающего забой (рис. 93). Ударная сила струи не способствует транспортированию размытых пород от забоя к землесосу.

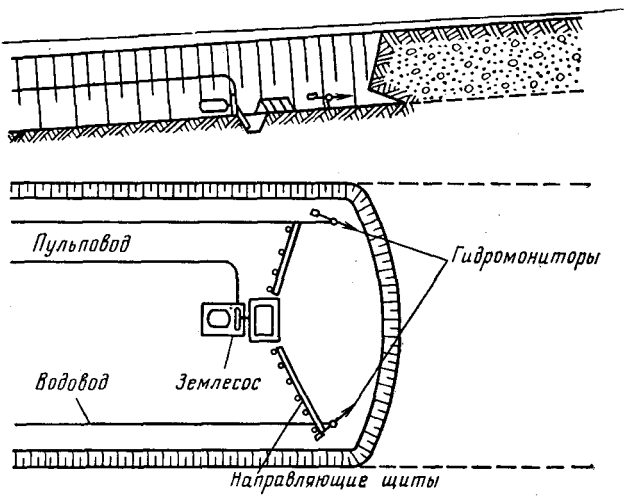


Рис. 93. Система со встречным забоем

В связи с этим для транспортирования размытых песков от забоя необходим повышенный уклон канавы (более 0,02). В противном случае гидромониторщик вынужден периодически прерывать размыв и производить выгонку размытых песков.

Система со встречным забоем характеризуется повышенными удельными расходами воды по сравнению с системой с попутным забоем. Ее достоинство заключается в отсутствии необходимости проведения каких-либо нарезных работ. Систему преимущественно используют при разработке россыпей большой мощности (до 20—30 м).

Система с боковым забоем представляет рациональное сочетание элементов систем с попутным и встречным забоем. В этой системе наибольшая часть размываемых пород разрабатывается попутным забоем, а меньшая — встречным. В первоначальной стадии на участке блока с наиболее высокими отметками плотика проходят опережающую выработку длиной 6—20 м. Для этого используют систему

со встречным забоем (рис. 94). В дальнейшем размывают оставшуюся большую часть пород из опережающей выработки. При размыве оставшейся части блока ударная сила струи способствует транспортированию пород из забоя к землесосной установке. При разработке относительно широких россыпей можно проходить две опережающие выработки (по обоим бортам россыпи или блока).

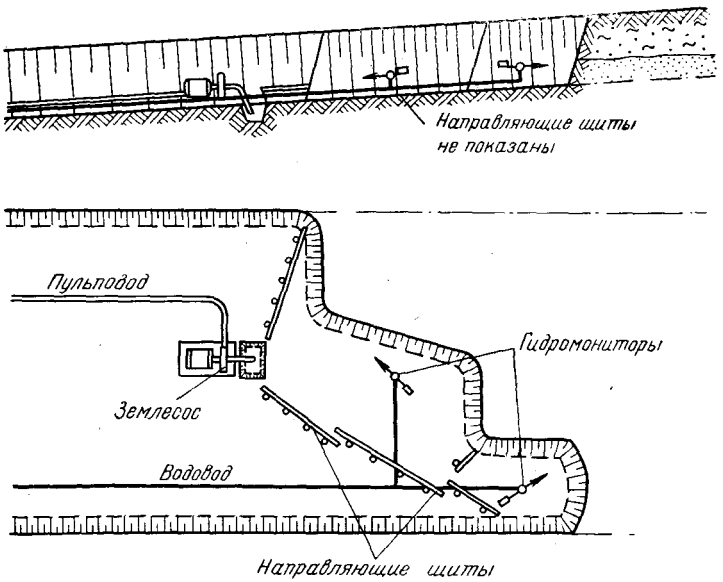


Рис. 94. Система с боковым забоем

Распространенным вариантом этой системы является разработка веерным забоем — веерная система разработки. Этот вариант широко применяется на Южном Урале.

Для веерной системы разработки характерны повышенные объемы пород, размываемых с одной установки землесоса, возможность использования ударной силы струи для выгонки пород, усовершенствованная схема передвижки водоводов и относительно высокие показатели. Фронт забоев по этой системе движется по вееру. Различают разработку полным веером и полувеером (рис. 95). Полный веер применяют на россыпях мощностью 1,5—2 м с малым уклоном плотика (менее 0,001). В этом случае фронт забоев перемещается вокруг землесосной установки на 360°. Разработку россыпей с более крутым уклоном плотика при мощности россыпи более 2 м целесообразно вести полувеером. При этом фронт забоя составляет 60—

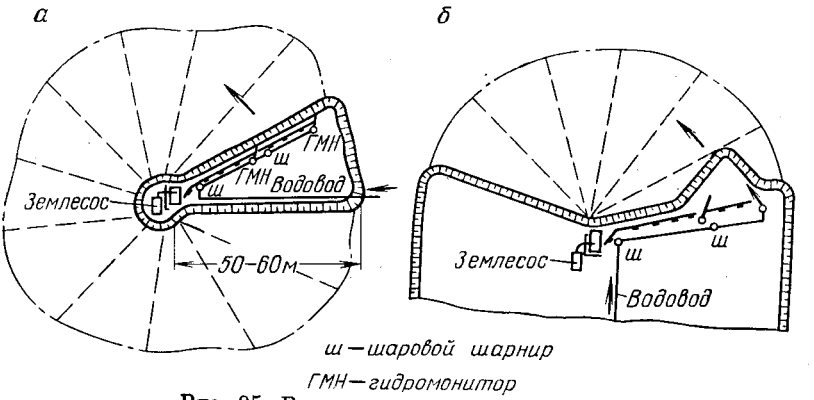


Рис. 95. Веерная система разработки:
а — полным веером; *б* — полувеером

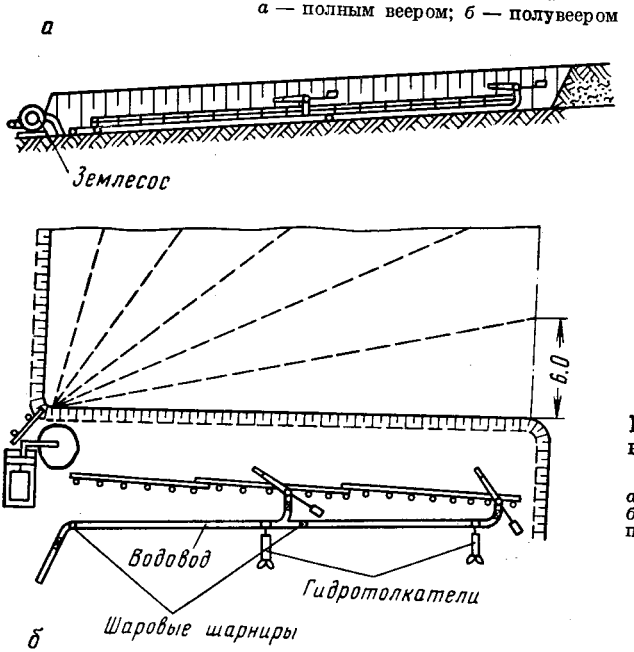
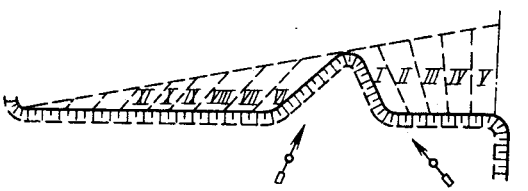


Рис. 96. Односторонний вариант веерной системы:
а — общий вид системы; *б* — образование вруба и порядок отработки сектора



180°. Забойный водовод присоединяется к разводящему водоводу у землесоса через шаровой шарнир.

Наибольшее распространение получил односторонний вариант разработки двумя гидромониторами (рис. 96). В этом варианте к ветви забойного водовода присоединяются два гидромонитора. Между гидромониторами на водоводе устанавливается второй шаровой шарнир. Во избежание растекания пульпы вдоль забойного водовода устанавливают направляющие деревянные щиты.

Для удобства отработки сектора оба гидромонитора образуют вруб на глубину сектора. Затем размыв сектора ведут отдельными

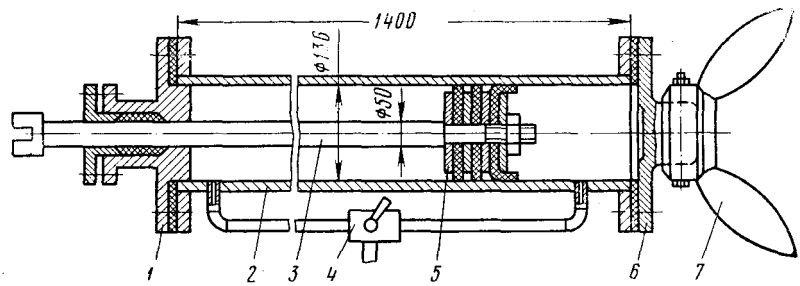


Рис. 97. Конструкция гидравлического толкателя для передвижки забойных водоводов:

1 — верхняя крышка с сальником; *2* — цилиндр; *3* — шток; *4* — четырехходовой кран для подачи воды; *5* — поршень; *6* — нижняя крышка; *7* — упор

секциями шириной 0,5—1,0 м (рис. 96, *б*). Сначала отрабатывают периферийную часть сектора, начиная от вруба: затем часть сектора, расположенную ближе к зумпфу землесоса.

Веерная система позволяет механизировать трудоемкие вспомогательные работы. Передвижку гидромониторов и забойного водовода после отработки сектора производят с помощью гидравлического толкателя (рис. 97).

В северных и северо-восточных районах получила широкое применение так называемая бульдозерно-гидравлическая (комбинированная) разработка россыпей. Выемку и транспортирование песков к месту промывки осуществляют бульдозерами, а дезинтеграцию песков, подъем на промывной прибор и укладку хвостов выполняют средствами гидромеханизации.

24. Технико-экономические показатели применения гидравлического способа разработки россыпей (табл. 141—143)

Производительность наиболее крупных гидравлических предприятий при разработке россыпей достигает 1400—1700 тыс. м^3 горной массы в год. При этом производительность отдельных гидравлических

Таблица 141

Показатели работы гидроустановок золото-платиновой промышленности

Удельный расход воды, $м^3/м^3$	Удельный расход электроэнергии, квт·ч/$м^3$	Производительность труда рабочего, $м^3$/чел-смену
27,9	10,8	27,5
27,5	9,4	30,4
25,3	8,5	32,6

Таблица 142

Показатели гидравлической разработки россыпей на Южном Урале

Средняя сезонная добыча на землесос, тыс. $м^3$	Средняя производительность труда рабочего, $м^3$/чел-смену	Расход электроэнергии, квт·ч/$м^3$
105,2	33,6	7,24
114,5	38,4	7,22
121,0	42,3	7,18

Таблица 143

Изменение производительности труда и себестоимости 1 $м^3$ горной массы с увеличением производительности гидроустановок для гидравлических разрезов золото-платиновой промышленности

Среднегодовая производительность гидроустановки, тыс. $м^3$	Производительность труда рабочего, $м^3$/смену	Себестоимость добычи 1 $м^3$ горной массы, %
До 50	17,5	100
51—75	16,6	87,5
76—110	28,5	64
111—150	33,4	70
151—250	33,2	64
251—350	34,4	42,2
Более 350	36,0	41,6

разрезов, входящих в состав прииска, составляет 450—800 тыс. $м^3$. Они укомплектованы землесосами производительностью 1600—2000 $м^3$/ч, развивающими напор до 60 м.

Основные направления совершенствования технологии и организации гидравлической разработки на россыпях:

укрупнение гидравлических разрезов;

увеличение относительного числа разрезов с искусственным напором;

совершенствование конструкций гидромониторного оборудования;

переход на дистанционное управление гидромониторами и применение гидромониторов уравновешенной конструкции;

Таблица 144

Себестоимость 1 м³ горной массы

Статья расхода	Относительная величина затрат по гидравлическим разрезам, %		
	Южного Урала	Среднего Урала	Дальнего Востока
Заработная плата основная	24,65	19,6—25,4	16,66
Заработная плата дополнительная	3,32	3,2—3,7	1,66
Начисления на заработную плату	2,15	1,6—2,4	1,66
Материалы	1,96	1,1—3,4	5,82
Электроэнергия	19,58	28,8—34,2	34,20
Погашение горноподготовительных работ	11,92	1,7—9,8	11,67
Амортизация	3,33	1,0—2,6	3,33
Текущий ремонт	6,08	1,7—4,1	9,17
Зимний ремонт	—	6,7—8,4	—
Транспорт	4,12	1,9—2,9	1,66
Эксплуатационная разведка	—	0,1—2,1	—
Цеховые расходы	15,84	5,2—10,7	6,67
Общеприисковые расходы	7,05	6,2—12,8	7,50
Всего	100	—	100

повышение мощности насосного и землесосного оборудования;

автоматизация работы насосных станций;

механизация вспомогательных работ по уборке крепи и камня из разрезов и работ по перемещению забойных водоводов;

проведение мероприятий по осветлению загрязненной воды, использованной для размыва пород и обогащения;

применение гидромеханизации в комбинации с другими способами.

В табл. 144 приведена структура себестоимости 1 м³ добываемой горной массы по гидравлическим разрезам различных территориальных районов. Данные таблицы относятся к гидравлическим разрезам с искусственным напором, на которых используют землесосы ЗГМ и НЗ при разработке золото-платиновых россыпей.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ, РЕКОМЕНДУЕМОЙ К РАЗДЕЛУ V

1. Александров Н. Н., Алексеев А. Д. Разработка месторождений золота и платины гидравлическим способом. МЦМ СССР. ЦНИИТЭИ. М., 1966.

2. Альбом-справочник по оборудованию гидромеханизации. ГПИ Проектгидромеханизация. М., Стройиздат, 1966.

3. Альтшуль А. Д., Калицун В. И. Гидравлические сопротивления трубопроводов. М., Госстройиздат, 1964.

4. Ананьин Б. П. Гидромеханизация вскрышных работ на карьерах Красноярского края. М., Госгортехиздат, 1963.

5. Богданов Е. И. Вопросы технического прогресса на промывке песков россыпных месторождений Северо-Востока СССР. Магаданское книжное издательство, Магадан, 1967.

6. Единые нормы и расценки на строительные, монтажные и ремонтно-строительные работы. Сб. 2, Земляные работы, вып. 2, Гидромеханизированные земляные работы. М., Госстройиздат, 1964.

7. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. М., «Недра», 1969.

8. Ерофеев В. Ф. Пути повышения интенсивности размыва связных грунтов. Сб. «Новое на объектах и предприятиях гидромеханизации», ч. II. ГПИ Проектгидромеханизация. М., 1964.

9. Журин В. Д., Юфин А. П. Оборудование гидромеханизации. М., Госстройиздат, 1960.

10. Жабин Н. И., Беляев Е. И. Технологические параметры бурового, выемочно-погрузочного и гидромеханизированного оборудования карьеров. М., изд. МГИ. 1966.

11. Каменев П. Н. Гидроэлеваторы в строительстве. М., Стройиздат, 1964.

12. Карасик В. М., Асауленко И. А. Напорный гидротранспорт песчаных материалов. Институт гидромеханики АН УССР. Киев, 1966.

13. Киселев П. Г. Справочник по гидравлическим расчетам. М., Госэнергоиздат, 1961.

14. Коржаев С. А. Движение водогрунтовых смесей. М., «Наука», 1967.

15. Куклин И. С., Аленичев В. М. Методика оценки гидравлической разрушаемости горных пород на карьерах. Тр. ИГД МЧМ СССР. Гидромеханизация горных работ, вып. 15. Свердловск, 1967.

16. Лезгинцев Г. М. Гидромеханизация разработки россыпей и методы расчетов. М., «Наука», 1968.

17. Никонов Г. П. Основные направления совершенствования гидравлической выемки горных пород. М., изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1962.

18. Нурок Г. А. Технология и проектирование гидромеханизации горных работ. М., «Недра», 1965.

19. Оборудование для гидромеханизации. Альбом-справочник, т. I. Грунтовые насосы и землесосы. ГПИ Проектгидромеханизация, ЦБТИ, М., 1965.

20. Правила технической эксплуатации для предприятий, разрабатывающих месторождения открытым способом. М., Госгортехиздат, 1963.

21. Сборник типовых норм выработки и времени на разработку россыпей гидравлическим способом. ЦНИГРИ. М., Госгортехиздат, 1961.

22. Смолдырев А. Е. Трубопроводный транспорт. М., «Недра», 1970.

23. Смолдырев А. Е. Рекомендуемые методы расчета гидравлического транспорта. М., изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1964.

24. Спиваковский А. О., Мучник В. С., Юфин А. П., Смолдырев А. Е., Офенгенден Н. Е., Борисенко Л. Д., Трайнис В. В. Гидравлический и пневматический транспорт на горных предприятиях. М., Госгортехиздат, 1962.

25. Трубы стальные, бесшовные гладкие, нарезные, сварные, профильные и с покрытием. Госуд. стандарты. М., 1969.

26. Угинчус А. А. Гидравлические и технико-экономические расчеты каналов. М., Госстройиздат, 1965.

27. Фридман Б. Э. Гидроэлеваторы. М., Машгиз, 1959.

28. Хныкин В. Ф. Разрушение горных пород гидромониторными струями на открытых разработках. М., «Наука», 1969.

29. Чаплин Б. Н., Богатырев В. П. Износ землесосов и трубопроводов при гидротранспортировании дробленых коренных пород. Сб. «Гидромеханизация горных работ на карьерах Кузбасса». Под общ. ред. проф. Нурок Г. А. М., «Недра», 1964.

30. Шкундин Б. М. Землесосы и землесосные снаряды. М., Госэнергоиздат, 1961.

31. Юфин А. П. Гидромеханизация. М., Стройиздат, 1965.

РАЗДЕЛ VI

ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА РОССЫПЕЙ

Глава I

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ, ОСУШЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1. Условия и область применения подземного способа разработки

Подземный способ применяется для разработки вечномерзлых и талых россыпей, залегающих на средней и большой глубинах. Необходимыми условиями для применения подземного способа разработки являются глубина залегания не менее 6 м для мерзлых и не менее 20 м для талых россыпей.

Подземный способ приемлем также для отработки уходящих под склоны долины бортовых участков россыпи, которая отрабатывается (или отработана) в центральной части открытым способом.

Эффективность подземного способа разработки определяется сравнением его экономических показателей с показателями других способов, применимых в данных условиях. Наиболее целесообразно сравнивать полную стоимость отработки месторождения (участка, блока). В расчетах можно руководствоваться следующей методикой.

Для подземных работ устанавливают:

стоимость подготовки к проходке (монтаж электролинии, воздушной магистрали, установка компрессора, осушительные работы на поверхности и др.) — $Q_{\text{п}}$;

стоимость проходки и оборудования вскрывающих выработок — $Q_{\text{в}}$;

стоимость проведения и оборудования подготовительных и нарезных выработок и монтажа шахтных механизмов — $Q_{\text{н}}$;

стоимость очистной добычи — $Q_{\text{оч}}$;

стоимость промывки песков (с учетом разваловки отвала) — $Q_{\text{пр}}$;

Все стоимости могут быть приняты по аналогии с работами, проводившимися в сходных условиях, или специально рассчитаны.

Необходимо учитывать, что объемы промывки при различных способах разработки будут разными. Окончательный выбор способа производится с учетом количества добываемого металла.

Для вечномерзлых россыпей подземный способ может быть принят без экономического расчета, когда глубина залегания песков превышает 15 м.

Подземный способ разработки допустим без экономического расчета и в тех случаях, когда применение других способов невозможно или сильно затруднено:

рельефом местности, который не дает возможности производить выкладку отвалов торфов при вскрышных работах;

малой промышленной шириной россыпи (10—20 м), когда резко увеличивается коэффициент вскрыши;

глубоким проникновением золота в трещины коренных пород, когда применение специальных методов рыхления значительно повысит стоимость открытой разработки;

невозможностью проведения осушительных работ при сильно обводненной поверхности;

особенностями климата, связанными с очень коротким летом и неблагоприятной для открытых работ погодой.

2. Особенности подземной разработки талых и вечномерзлых россыпей

Для разработки мерзлых россыпей характерны:

допустимость значительных площадей обнажения кровли, а следовательно, возможность применения высокопроизводительных лавных или камерных систем;

применение только буровзрывных способов отбойки при проведении выработок и в период очистных работ;

силикозоопасность, а следовательно, необходимость осуществления инженерных мероприятий по борьбе с пылью;

зависимость устойчивости боковых пород от температуры (когда температура выше —3° С, есть опасность существенного уменьшения прочностных свойств);

отсутствие (как правило) необходимости в водоотливе и осушении выработок.

Для разработки талых россыпей характерно:

большое значение мероприятий, связанных с осушением и водоотливом;

необходимость применения систем разработки, допускающих незначительные обнажения кровли, а следовательно, малопроизводительных;

возможность осуществления отбойки без применения буровзрывных работ или же с частичным их применением (для отбойки коренных пород плотика).

Эти основные различия разработки мерзлых и талых россыпей приводят к необходимости по-разному проектировать подземные работы с учетом состояния рыхлых отложений.

3. Общие сведения об организации подземных работ

Объем подземных работ в плане прииска необходимо устанавливать с учетом:

равномерного погашения запасов, предназначенных для различных способов разработки и находящихся на балансе прииска;

максимально возможной концентрации работ (очень часто небольшие промышленные размеры россыпей предопределяют необходимость иметь в работе многочисленные, но незначительные по размерам и разбросанные территориально добычные объекты, в этих условиях максимальная концентрация работ обеспечивает достижение высоких технико-экономических показателей);

занятости постоянного количества рабочих кадров (в целом по всем видам работ, проводящихся приiском) в течение всего года; это условие обязательно для разработки вечномерзлых россыпей, где сезонность выражена наиболее ярко;

соотношения в плане объемов подземных и открытых работ, обеспечивающего в целом наиболее эффективную работу прииска.

Подземные работы наиболее целесообразно проводить с помощью специализированных бригад. В тех случаях, когда объем работ невелик, одни и те же бригады могут последовательно осуществлять вскрытие, подготовку и очистную добычу. Если же подземные работы выполняются в течение всего года, наиболее выгодна узкая специализация — бригады проходческие, очистной добычи и т. п.

Пласт песков верхней частью проходит по рыхлым отложениям, нижней, как правило,— по коренным породам. Это предопределяет неоднородность забоя, которую надо учитывать, выбирая способ отбойки, средства борьбы с пылью, крепление.

Во всех случаях, когда позволяют горногеологические условия, следует отдавать преимущество электровращательному способу бурения. По сравнению с пневматическим ударно-поворотным он характеризуется меньшим пылеобразованием, отсутствием больших шумов и вибраций и не требует организации сложного пневматического хозяйства.

Для подземной разработки вечномерзлых россыпей наиболее благоприятно зимнее время. В этот период облегчается управление кровлей, обеспечивается интенсивная естественная вентиляция, сокращается расход крепежных материалов. На шахтах, работающих в летнее время, производительность труда снижается на 20—25%, а стоимость добычи увеличивается на 10—12%.

Небольшие мерзлые россыпи, залегающие на глубине до 30 м, наиболее целесообразно разрабатывать сезонными шахтами. Многолетние шахты могут быть эффективны при залегании россыпей на больших глубинах. В тех случаях, когда крупные россыпи залегают на глубинах меньше 30 м, целесообразность сезонных или многолетних шахт должна определяться технико-экономическим расчетом.

Совершенно необходим строгий учет температуры вечномерзлых рыхлых отложений. Поэтому перед проектированием необходимо провести специальную мерзлотную разведку.

4. Характеристика способов и выработок осушения

Талые россыпи часто разрабатываются в условиях большой обводненности, источниками которой могут быть поверхностные и грунтовые воды. Обводненность затрудняет, а иногда обусловливает невозможность проходки подземных выработок. Поэтому до начала горных работ необходимо максимально осушить россыпь. Осушение складывается из отвода поверхностных вод и дренажа самой россыпи.

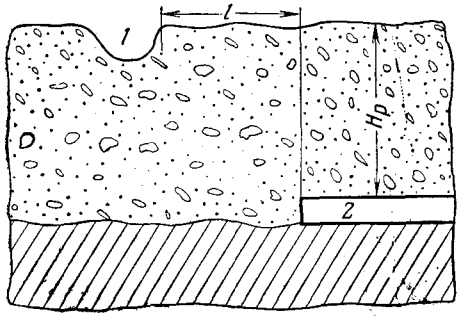


Рис. 98. Схема к определению допустимого расстояния границы поля от водотока:
1 — русло водотока; *2* — подземная выработка

Поверхностные воды отводят с помощью канав, которые в данном случае и являются выработками осушения. Для отвода русла, если оно находится в непосредственной близости от разрабатываемого участка россыпи, проходят руслоотводную канаву. Иногда для этой цели сооружают сплотки. Для отвода вод, которые могут поступать с прилежащих склонов, проходят нагорные канавы. Чтобы предотвратить движение воды по старому руслу, возводят плотины (правила сооружения плотин, расчета и проведения канав изложены в разделе III).

Допустимое расстояние между канавой (руслом реки, ключа) и границей шахтного поля (участка россыпи, подлежащего отработке) определяют исходя из необходимости предотвращения фильтрации воды в выработки. Это расстояние (рис. 98) зависит от фильтрационных свойств рыхлых отложений.

Выбор варианта осушения делается на основе экономического расчета для конкретных условий.

Россыпь дренируют при помощи подземных выработок. Такими выработками могут быть специальный штрек, водоотливная штольня, дренажные сбойки. Отвод воды из дренажных выработок на поверхность может быть осуществлен самотеком через водосливную выработку (в этом случае необходима капитальная канава, служащая продолжением выработки), а также с помощью насосных станций, установленных в вертикальном или наклонном стволе, в котором оборудован водосборник.

5. Выбор способа осушения

Способ осушения выбирают прежде всего в зависимости от притока воды.

Для маловодоносных россыпей приемлемо осушение с помощью штрека в плотике. Осушающей выработкой служит штрек по россыпи. Дренаж осуществляется выработками, пройденными из штрека по россыпи (просечками). Основной недостаток способа — трудность проведения штрека в условиях обводненности. Воду откачивают насосными установками из специально оборудованных камер через вертикальный ствол.

Россыпи средней водоносности осушают с помощью штрека в плотике. Штрек проходят в плотике на 2—3 м глубже нижней границы россыпи. Верхняя часть коренных пород сильнотрещиновата, поэтому и происходит дренаж подземных вод. Опережение штрека в плотике по отношению к подготовительному штреку по россыпи не менее 100—150 м. Для более точного определения величины опережения Н. Н. Александров рекомендует формулу

$$R = 575h\sqrt{HK},$$

где R — опережение, м;
h — понижение уровня воды у забоя штрека по россыпи (рис. 99), м;
H — мощность водоносного слоя, м;
K — коэффициент водопроницаемости, м/сек (табл. 145).

Таблица 145

Коэффициент водопроницаемости пород

Порода	K, м/сек
Песок глинистый мелкий и очень мелкий	0,00002—0,00005
Песок мелкий и очень мелкий слабоглинистый	0,00005—0,0001
Песок слабоглинистый, среднезернистый и мелкий	0,0001—0,001
Песок крупный с мелким гравием	0,001—0,005
Гравий средний и крупный	0,005—0,01

Водоносные и очень водоносные россыпи наиболее целесообразно осушать с помощью штрека, пройденного в коренных породах на глубине 7—8 м и несколько смещенного в сторону от штрека по россыпи. Водоотливный штрек соединяется с россыпью специальными сбойками для дренажа (рис. 100). Этот способ практикуется на приисках «Лензолото» и обеспечивает благоприятные условия для проведения осушительных выработок и достаточно высокую скорость осушения.

Поперечное сечение штреков осушения 2 × 2,5 или 2,2 × 2,5 м,

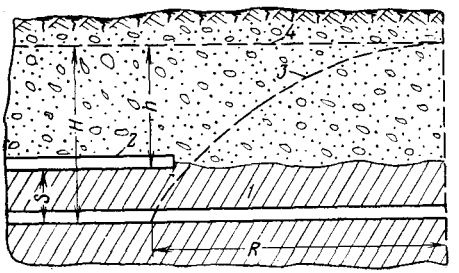


Рис. 99. Осушение с помощью штрека в плотике:

1 — штрек в плотике; *2* — штрек по россыпи; *3* — граница осушенной зоны; *4* — уровень грунтовых вод; *R* — величина опережения; *S* — величина «перекрыши»; *h* — понижение уровня грунтовых вод; *H* — уровень грунтовых вод по отношению к штреку в плотике

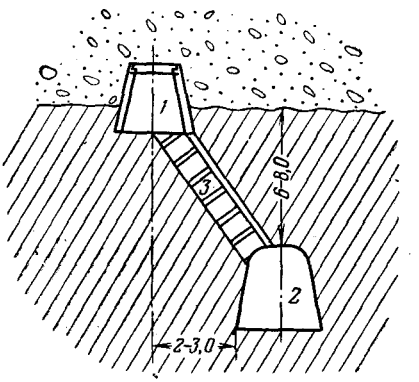


Рис. 100. Осушение россыпи смещенным штреком в плотике:

1 — штрек по россыпи; *2* — водоотливной штрек; *3* — сбойки для дренажа

просечки и сбойки могут иметь различные размеры. Крепление производят в зависимости от конкретных условий. Дренажные выработки (сбойки, просечки), как правило, имеют усиленное крепление (подхватное).

Россыпь может быть осушена с помощью забивных иглофильтров или отсоса воды из глубинных скважин (колодцев) с применением погружных насосов. Однако эти способы, используемые при разработке пластовых месторождений, на россыпях не нашли применения.

6. Предотвращение поступления воды в выработки при разработке вечномерзлых россыпей

Мерзлые рыхлые отложения водонепроницаемы, поэтому подземные выработки находятся, как правило, в сухом состоянии и не требуют организации водоотлива. Необходимость в водоотливе может возникнуть только в следующих случаях:

поступления воды с поверхности через выработки или трещины в кровле при работе шахт в теплое время года;

прорыва межмерзлотных вод; межмерзлотные замкнутые талики могут встречаться в отдельных случаях в непосредственной близости от шахтных полей; такую же опасность представляют сквозные талики в русловой части долины;

прорыва воды из соседних (смежных) затопленных ранее выработок; эта опасность может возникнуть в тех случаях, когда несколько шахтных полей сбиты между собой.

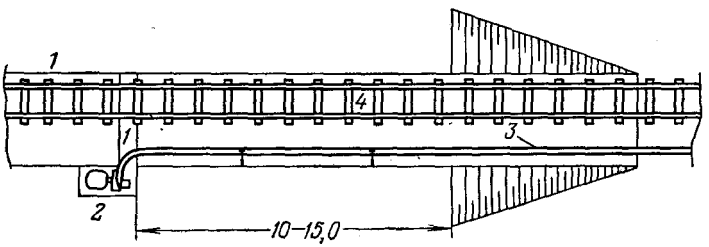


Рис. 101. Водоотлив из наклонного ствола:
1 — поперечная водосборная канава; *2* — зумпф с установленным в нем насосом; *3* — трубопровод; *4* — рельсовые пути в стволе

Для шахт, работающих в летнее время, обязательно проведение следующих мероприятий, исключающих возможность поступления воды в выработки:

постоянного наблюдения за температурой вмещающих пород; в тех случаях, когда она имеет тенденцию к повышению (выше —3° С), и принятия мер для предотвращения встречи с таликами;

крепления и тщательной теплоизоляции устьевой части всех выработок, выходящих на поверхность (стволы, шурфы), проведения специальных водоотводных канав вокруг них;

оставления барьерных целиков между смежными шахтными полями;

перекрытия устьевой части наклонных стволов специальными навесами или настилами для предотвращения интенсивной оттайки.

Если вода поступает по наклонному стволу шахты, целесообразно на расстоянии 10—15 м от устья делать поперечную канаву и небольшой зумпф и откачивать воду с помощью насоса (рис. 101).

Глава II

ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ

7. Способы вскрытия, вскрывающие выработки

Различают четыре способа вскрытия россыпей: наклонным стволом, вертикальным стволом, штольней и траншеей. Последний способ применяется только при разработке талых россыпей.

Общая классификация способов вскрытия в табл. 146.

Таблица 146

Классификация способов вскрытия россыпных месторождений

Способ вскрытия	Расположение основных вскрывающих выработок	Специальные дренажные и вспомогательные выработки	Область применения способа вскрытия
Наклонным шахтным стволом	В шахтном поле. На границе или за пределами шахтного поля	При разработке обводненных россыпей и наличии плывунов необходимо предварительное проведение дренажных выработок	Россыпи всех типов, преимущественно вечномерзлые, независимо от глубины залегания
Вертикальным шахтным стволом	То же	То же	Россыпи всех типов и залегающие на любой глубине. Обводненные россыпи и россыпи с таликовыми зонами и сущенцами
Штольней *	По оси тальвега современной долины (долинные россыпи) Поперек оси тальвега современной долины (террасовые россыпи и бортовые участки россыпей, отработанные открытым способом)	Нет	Террасовые и увальные россыпи, перекрытые мощными наносами значительной обводненности. Бортовые участки россыпи с навалами торфов, основная часть которой отработана открытым способом
Траншеей *	По оси тальвега	Нет	Россыпи долинные и русловые значительно обводненные, с крутым падением плотика при большом уклоне долины

* В настоящее время не применяется.

При сопоставлении вариантов вскрытия, наряду с технико-экономическими показателями, учитывают также время, необходимое для вскрытия, интенсивность развития подготовительных работ, возможные способы водоотлива, наиболее целесообразное использование вскрывающих выработок при эксплуатации, размещение на поверхности горнотехнических сооружений, песковых отвалов, хвостов промывки и безопасность работ вскрытия.

Наклонными стволами (рис. 102, *а*) можно вскрывать россыпи при различных размерах шахтных полей, с проходкой подготовительных выработок по пласту или же в породах плотика (талые россыпи). Угол наклона ствола зависит от вида подъема, который, в свою очередь, выбирают в зависимости от проектной производительности шахты (табл. 147).

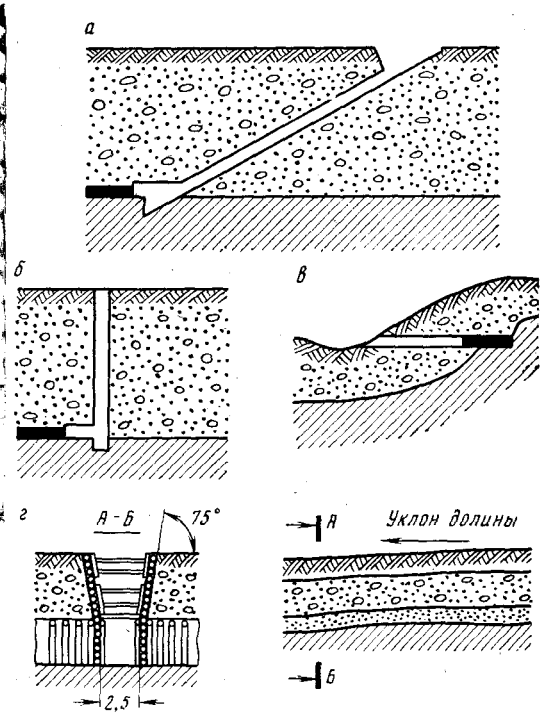


Рис. 102. Способы вскрытия:
а — наклонным стволом; *б* — вертикальным стволом; *в* — штольней; *г* — открытой траншеей

Вскрытие вертикальным стволом (рис. 102, *б*) применяют при разработке талых и значительно реже вечномерзлых россыпей. Вертикальным стволом целесообразно вскрывать шахтные поля, когда рыхлые отложения включают таликовые зоны и «сушенцы», затрудняющие проходку наклонного ствола. Вертикальный ствол имеет обычно два или три отделения, одно из которых оборудуется как людской ходок, а остальные — скиповые. Достоинство вертикального ствола — минимальный объем проходческих работ.

К недостаткам следует отнести отсутствие средств механизации проходки, что предопределяет ее малую скорость и высокую стоимость. Существенными недостатками являются также тяжелые условия и сложность обеспечения безопасности труда при проходке, а также необходимость иметь дополнительные установки для отвалообразования и копер.

Таблица 147

Зависимость угла наклона ствола от вида подъема

Показатели	Вид подъема			
	скиповой (скип 1,5—2,5 м³)	скреперный	конвейерный	автомобильный
Угол наклона ствола, град	28—30	20—25	12—17	8
Ширина (B), м	4,0	3,5	3,5	4,2
Высота (H), м	2,2	2,2	2,2	3,3
Площадь поперечного сечения, м²	8,8	7,7	7,7	14,8

При благоприятном рельефе поверхности (рис. 102, *в*) долинные и террасовые россыпи, а также бортовые участки россыпей, отработанных в основной своей части открытым способом, могут быть вскрыты штольней (в настоящее время при сильнообводненных россыпях штольни проводятся в основном для целей осушения и водоотлива).

Вскрытие траншеями (рис. 102, *г*) применялось при небольшой мощности торфов (до 8—10 м), значительной обводненности россыпи, когда затруднена проходка ствола, и при уклоне долины, обеспечивающем относительно небольшую длину траншеи. Недостатки вскрытия траншеями заключаются в большой стоимости поддержания и необходимости гидроизоляции нижней части траншеи. Этот способ вскрытия применялся очень редко.

Выбор способа вскрытия шахтных полей зависит от геологических, гидрогеологических, горнотехнических и технико-экономических факторов: глубины и условий залегания пласта, строения, состояния, литологического состава и физико-механической характеристики покрывающих пород и пласта песков, таликовых зон или сушенцев, рельефа местности, производственной мощности шахты, срока ее службы, конфигурации и размеров шахтного поля, характера поверхностного хозяйства и т. д.

Окончательный выбор производят на основе технико-экономического расчета.

При разработке вечномерзлых россыпей применяют, как правило, вскрытие наклонным стволом. Для мерзлых россыпей даже при глубине залегания более 100 м оно экономически целесообразнее. Иногда применяют вскрытие вертикальным стволом и штольней.

Для сравнения экономичности различных способов вскрытия необходимо определить:

затраты на проходку (проведение), крепление и оборудование вскрывающей выработки — $Q_{пр}$;

затраты на строительство, осушительные работы, доставку и монтаж механизмов на поверхности — $Q_{сп}$;

стоимость подъема и складирования 1 м³ песков — $q_п$.

Тогда удельные затраты, зависящие от способа вскрытия, составят

$$q_в = \frac{Q_{пр} + Q_{сп}}{V_п} + q_п,$$

где $V_п$ — объем добываемых песков.

8. Выбор места расположения основных и вспомогательных вскрывающих выработок

Как наклонный, так и вертикальный шахтные стволы при разработке россыпных месторождений могут быть расположены в шахтном поле или вне его.

От места расположения ствола зависят длина и количество подготовительных выработок, расходы на транспортирование, а также потери песков в целиках.

При выборе места заложения ствола решают две задачи: определяют место по длине шахтного поля (определение длины крыла поля) и выбирают место по его ширине.

Выбрать место расположения ствола по длине можно исходя из условия равенства запасов в крыльях шахтного поля

$$\sum V_{лев} = \sum V_{пр}.$$

При этом необходимо учитывать удобство и безопасность работ, возможность минимальной стоимости подземного транспорта и размещения отвала песков на поверхности.

На талых россыпях при совпадении тальвега россыпи с ее продольной осью предпочтение отдают центральному расположению ствола, обеспечивающему благоприятные условия для дренажа.

Для решения вопроса о размещении ствола в пределах шахтного поля или вне его следует сравнивать различные варианты. Какое-либо типовое решение здесь дать трудно, так как, помимо всех перечисленных факторов, необходимо учитывать, что изменение места расположения ствола почти всегда вызывает необходимость изменения способа подготовки. Поэтому появляется необходимость сравнивать не только варианты вскрытия, но и различные варианты подготовки и даже системы разработки. Когда отсутствуют условия, исключающие возможность применения одного из вариантов (например, при неустойчивой кровле или высоком содержании металла в песках расположение ствола внутри шахтного поля может быть неприемлемым), рекомендуется пользоваться методикой расчета,

предусматривающей сравнение вариантов вскрытия, показанных на рис. 103.

При заложении наклонного ствола в центре шахтного поля объем подготовительных работ меньше, но увеличиваются потери за счет оставления околоствольных целиков. Другой вариант (наклонный ствол на границе шахтного поля) исключает необходимость оставления целиков, но связан с большим объемом, а следовательно, и продолжительностью подготовки и увеличенными транспортными расходами (за счет транспортирования по сборному штреку).

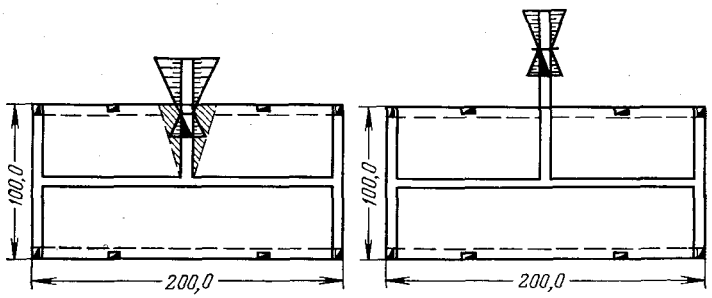


Рис. 103. Схема к выбору места заложения вскрывающей выработки:

слева — наклонный ствол в центре шахтного поля; справа — наклонный ствол на границе поля

В равных условиях наиболее целесообразен вариант, обеспечивающий минимальную стоимость добычи.

9. Проведение вскрывающих выработок в вечномерзлых породах

Основной вскрывающей выработкой является наклонный ствол, который в зависимости от принятого подъемного оборудования проходят с углом наклона 10—30°.

Проходка наклонного ствола складывается из проходки открытой части (траншеи) и проходки самого ствола. Траншею проходят обычно на глубину 7—8 м.

Проходка траншеи состоит из четырех циклов, в каждом из которых производят бурение, взрывание и уборку породы.

Работа в каждом цикле отличается только расположением, глубиной и количеством шпуров.

В первом цикле после расчистки площадки от растительного слоя бурят три ряда шпуров (рис. 104, *а*). Первый ряд глубиной 1,5—2 м располагают с уклоном, равным углу наклона ствола, второй бурят на расстоянии 2,5—3 м от первого под прямым углом

к нему. Через 0,7—1 м от второго бурят параллельно ему третий ряд шпуров. Количество шпуров определяют из расчета 1,2—1,6 м² площади забоя на один шпур.

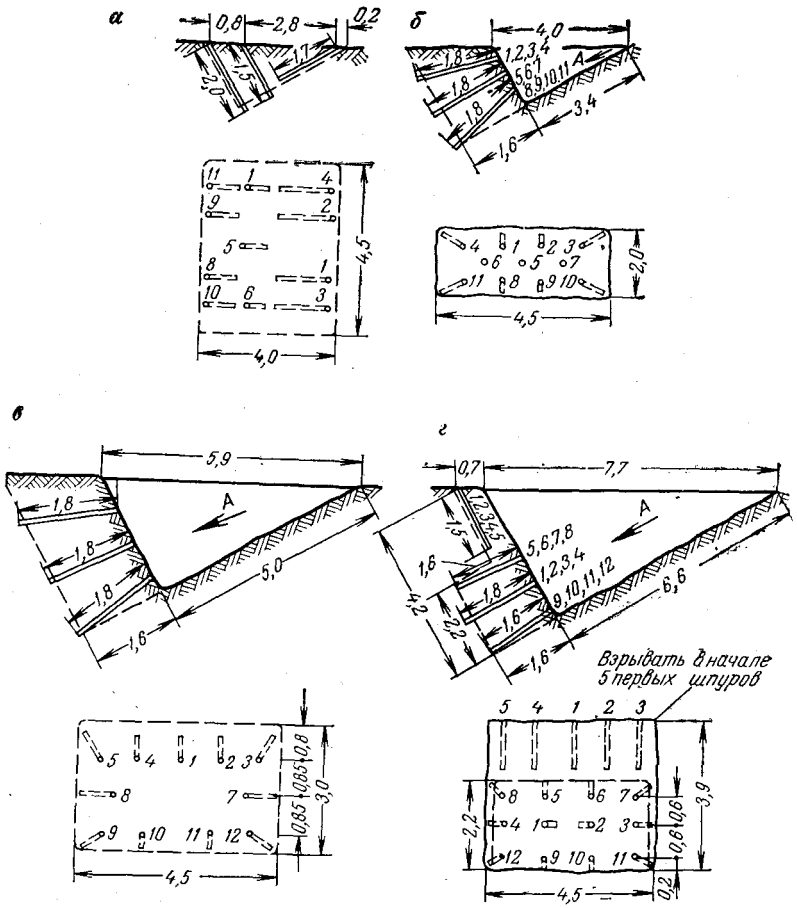


Рис. 104. Схемы расположения шпуров при проходке открытой траншеи:

а, б, в, г — циклы проходки (пояснения в тексте)

Во втором и третьем циклах в забое располагают три параллельных ряда шпуров глубиной 1,7—2 м (рис. 104, *б*, *в*). При подсчете количества шпуров площадь забоя на один шпур принимают равной 0,7—0,9 м².

В четвертом цикле с поверхности на расстоянии 0,7—1,2 м от забоя бурят ряд шпуров глубиной 1,5—1,7 м (рис. 104, *г*), расположенных в плоскости, перпендикулярной оси ствола. Одновременно в забое бурят три параллельных ряда шпуров глубиной 1,6—2,0 м.

Количество шпуров в этом случае определяют из расчета 1,0—1,3 м^2 площади забоя на один шпур.

Средняя продолжительность проходки траншеи не должна превышать одних суток.

Размеры поперечного сечения вскрывающих выработок определяют в зависимости от вида подъемных механизмов, ширины людского ходка и зазоров, предусмотренных ПТЭ и ТБ.

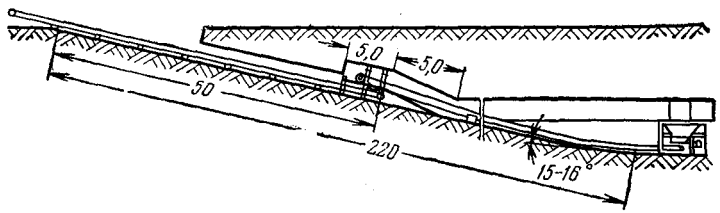


Рис. 105. Схема проходки наклонного ствола с оборудованием перегрузочного полка (комбинированная схема)

При вскрытии глубокозалегающих россыпей, когда длина ствола достигает 200 м и более, применяют комбинированный способ уборки и выдачи породы на поверхность — ствол до глубины 20—30 м проходят обычным способом, затем устанавливают ленточный конвейер.

Выдачу породы скреперной лебедкой непосредственно в отвал производят до тех пор, пока расстояние скреперования не достигнет 56—58 м. После оборудования перегрузочного пункта проходку ствола ведут по схеме — забой, скреперная установка, перегрузочный пункт, ленточный конвейер, отвал (рис. 105).

Через каждые 56—58 м оборудуют новый перегрузочный пункт и наращивают конвейер.

10. Способы подготовки и условия их применения. Подготовительные выработки

В практике разработки вечномерзлых россыпей различают два способа подготовки шахтных полей к очистной выемке:

с проходкой вентиляционных шурфов (скважин);

с проведением оконтуривающих штреков и вентиляционных стволов.

Первый способ применяют обычно при разработке неглубоких (до 20 м) и узких россыпей (рис. 106, *а*) сплошными системами, второй — при разработке глубокозалегающих и широких россыпей (рис. 106, *б*) столбовыми системами. В последнем случае вентиляционные стволы используют для передвижения людей, доставки грузов и материалов. Кроме этого, наличие дополнительных вскрывающих выработок позволяет в 2—3 раза ускорить темпы подготовки шахтного поля к очистной добыче.

Способ подготовки шахтного поля выбирают на основе технико-экономического сравнения. Если затраты по обоим вариантам равны или близки по значению, предпочтение следует отдавать второму способу подготовки, так как в этом случае значительно улучшаются условия проветривания очистных выработок.

Подготовительные и нарезные выработки проходят по пласту песков. Высота подготовительных выработок в зависимости от их назначения и применяемого оборудования определяется Едиными правилами безопасности: главных штреков — 2 м, вентиляционных — 1,5 м.

Нарезные выработки — рассечки проходят высотой, равной выемочной мощности пласта.

Проведение подготовительных и нарезных выработок необходимо полностью заканчивать до начала очистных работ.

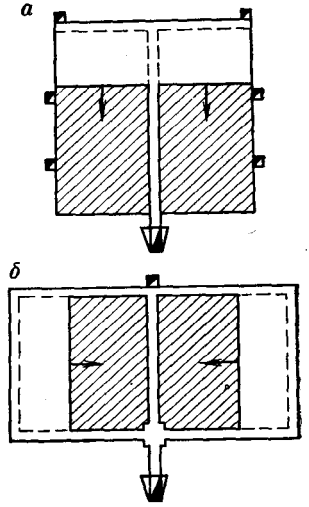


Рис. 106. Способы подготовки:

а — подготовка с применением вентиляционных шурфов (сплошная система разработки); *б* — подготовка с применением вентиляционных штреков (столбовая система разработки

Схемы и порядок подготовки шахтных полей зависят в основном от размеров шахтного поля и применяемых систем разработки. Размеры поперечных сечений подготовительных выработок определяют в зависимости от применяемого оборудования и зазоров, предусмотренных ПТЭ и ЕПБ.

Чтобы произвести сравнительный анализ различных способов подготовки, а далее и систем разработки, необходимо знать скорости подвигания при проходке и стоимости подготовительных выработок в зависимости от организации работ, применяемого оборудования и протяженности выработок.

Отбойку при проведении выработок производят с помощью буровзрывных работ, а уборку породы — скреперными установками.

На шахтах Северо-Востока довольно широко применяется проведение горизонтальных выработок узким забоем с последующим

расширением до проектных размеров. Первоначальная ширина выработки в проходке обычно составляет 2,2—2,4 м. Расширение целесообразно производить участками длиной 5—10 м.

Способ проходки горизонтальных выработок выбирают с учетом конкретных горногеологических условий. Так, в вязких породах, когда выход горной массы на шпурометр невелик, проходка узким забоем может оказаться неэффективной.

Глава III

ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ, УПРАВЛЕНИЕ КРОВЛЕЙ И КРЕПЛЕНИЕ

11. Общие сведения об управлении кровлей и проявлении горного давления

При разработке пластообразных залежей горизонтального залегания, какими являются россыпи, управление горным давлением сводится к управлению кровлей. Способ управления кровлей выбирают в зависимости от свойств пород и характера проявлений горного давления. Различают следующие способы управления кровлей: поддержанием при помощи крепления или целиков, путем закладки выработанного пространства (поддержанием закладкой), обрушением, плавным опусканием.

При разработке талых россыпей в основном применяются первые два способа, реже — третий. В случае разработки мерзлых россыпей главным образом применяются первый и четвертый способы, значительно реже — третий.

Управление кровлей при разработке вечномерзлых россыпей имеет ряд особенностей, связанных с тем, что устойчивость мерзлых рыхлых отложений зависит не только от характера пород, но и от их температуры и льдистости. При избыточной льдистости наблюдается анизотропность физико-механических свойств; при низких температурах рыхлые горные породы деформируются как хрупкие твердые породы, а при относительно высоких, близких к 0°, — как пластичные.

Под действием горного давления дисперсные мерзлые породы обычно обнаруживают склонность к ползучести, т. е. к нарастающей со временем деформации. Характер нарастания этих деформаций однотипен при одноосном сжатии и изгибе, что объясняется зависимостью коэффициента вязкости и других показателей пластических свойств от физического состояния мерзлых пород и абсолютной величины напряжений.

Значительное влияние на устойчивость мерзлых пород оказывают местные перенапряжения, возникающие при взрывных работах.

Характерные проявления горного давления:

1. Кровля представлена малосвязным материалом — песками, сухими или мерзлыми галечниками с очень небольшим количеством связующих глинистых частиц. В этом случае кровля весьма неустойчива, склонна к постоянным отслоениям, вывалам и обрушениям. Практически такая кровля не допускает обнажений и требует сплошного крепления.

2. Кровля обрушается по мере ее обнажения. Шаг обрушения, как и его площадь, зависит от состояния пород (мерзлое или талое) и от наличия связующего глинистого материала. При разработке талых россыпей возможны очень малые площади обнажения, при разработке мерзлых — они могут достигать значительной величины (до 2,5—3 тыс. м^2 и более).

3. По мере подвигания забоя кровля плавно прогибается и на определенном расстоянии от забоя «садится» на почву. Этот случай довольно характерен для разработки вечномерзлых россыпей Северо-Востока. Интенсивность опускания кровли повышается по мере увеличения площади обнажения.

4. Кровля даже при значительных площадях обнажения не имеет видимых признаков деформации. Такая кровля может «стоять» неопределенно долгое время. Устойчивость кровли в целом не исключает возникновения отдельных заколов и отслоений.

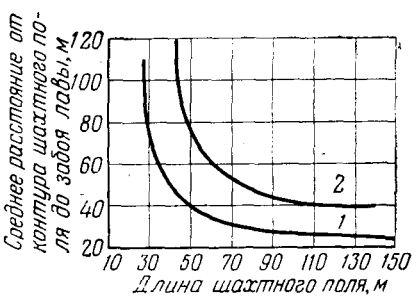


Рис. 107. Зависимость интенсивности деформации пород кровли от площади и конфигурации обнажения

12. Особенности проявления горного давления при разработке вечномерзлых россыпей

На рис. 107 показан график зависимости деформации пород кровли от площади и конфигурации обнажения. Этот график составлен на основании исследований устойчивости пород кровли при разработке вечномерзлых россыпей, залегающих на глубинах до 15—20 м [15]. Кривая *1* показывает границу области, в пределах которой не происходит заметных деформаций кровли (этому условию соответствует площадь обнажения 2—3 тыс. м^2). Площадь обнажения, в пределах которой деформация кровли невелика и не вызывает поломки деревянных стоек крепления, характеризуется промежутком между кривыми *1* и *2*. Кривая *2* обозначает границу, за пределами которой деформация приобретает интенсивный характер.

Классификация мерзлых пород кровли

Класс пород кровли	Основные данные, учитываемые при проектировании		
	Общие классификационные признаки		
	Геологический характер горных пород над выработанным пространством	Размеры обнажения пород кровли	Общий характер деформации всей толщи вечномерзлых пород над выработанным пространством в зависимости от размеров обнажения
I	Породы кровли сложены галечником и гравием с включением булыжников и валунов, сцементированных мерзлым песком и глинисто-илистым материалом. Имеются значительные прослойки льда	Обнажения пород кровли меньше предельной площади	Толща мерзлых пород не прогибается и обычно не обрушается в выработанное пространство
		Обнажения пород кровли больше предельной площади	Толща мерзлых пород плавно прогибается в выработанное пространство при незначительных нарушениях сплошности массива
II	Те же породы кровли, что и в I классе, но с небольшой примесью мелкозема и с преобладанием более крупных фракций рыхлых отложений в непосредственной кровле (встречаются при разработке россыпей чаще с небольшой мощностью торфов — 8—15 м)	Обнажения пород кровли меньше предельной площади	Толща мерзлых пород склонна к обрушению в выработанное пространство (могут образовываться провалы до земной поверхности при мощности торфов менее —3—15)
		Обнажения пород кровли больше предельной площади	
III	Те же породы кровли, что и в I—II классах, но непосредственная кровля представлена малосвязными мерзлыми породами (сущенцами) либо в непосредственной кровле преобладают значительные по мощности и площади слои льда	Породы кровли допускают небольшие площади обнажения части призабойного пространства вслед за очистной выемкой	По мере увеличения выработанного пространства основная кровля плавно прогибается, а непосредственная легко отслаивается, выкрашивается и обрушается

Таблица 148

для приисков Северо-Востока СССР [15, 16]

Основные данные, уточняемые в процессе эксплуатации месторождения				
Характеристика подклассов пород кровли				
Подкласс пород кровли	Температура вмещающих пород	Устойчивость пород кровли в зависимости от характера деформации и температуры вмещающих пород	Общая характеристика устойчивости	
			ложной кровли (отношение площади заколов к призабойному пространству шириной 15–30 м), %	непосредственной кровли
I-а I-б	Ниже —4° С От —4° С до —1° С	Устойчивые Малоустойчивые	1—2 10—15	Непосредственная кровля отсутствует
I-в I-е	Ниже —4° С От —4° С до —1° С	Устойчивые Малоустойчивые	5—10 20—25	
II-а II-б	Ниже —1° С	Неустойчивые	До 20	Непосредственная кровля представлена труднообрушаемыми породами мощностью в 2,5 — 3,0 раза больше выемочной
			До 30	Непосредственная кровля представлена легкообрушаемыми (через определен. шаг) породами мощностью в 3—4 раза больше выемочной
III	То же	То же	Ложная кровля отсутствует	Непосредственная кровля выкрашивается, отслаивается и обрушается в виде глыб и пластов различной мощности и площади

В табл. 148 приведена классификация мерзлых пород кровли. Классификация сделана применительно к разработке россыпей, залегающих на глубине до 30 м.

Основными факторами, влияющими на устойчивость выработки, являются механические свойства горных пород, их температура, глубина разработки, размеры и форма обнажения, а также продолжительность «стояния».

Степень устойчивости определяется весьма условно. Несколько упрощая классификацию, кровлю при разработке вечномерзлых россыпей можно отнести к той или иной категории устойчивости по следующим признакам.

Неустойчивая кровля допускает непродолжительные обнажения (не более суток) площадью до 200—400 м² и пролеты незакрепленной кровли не более 3—5 м, легко обрушается. Кровлю необходимо крепить с частичной или полной затяжкой.

Кровля средней устойчивости (по классификации В. В. Потапенко — малоустойчивая). Температура пород минус 1—4° С, мощность отслоений 0,3—0,6 м, допускает обнажения до 2—4 тыс. м², пролеты незакрепленной кровли до 10 м.

Устойчивая кровля допускает длительные обнажения площадью более 4 тыс. м². Температура пород, как правило, ниже —4° С, пролеты незакрепленной кровли до 20 м.

Устойчивость вечномерзлых пород возрастает с понижением температуры и увеличением глубины разработки.

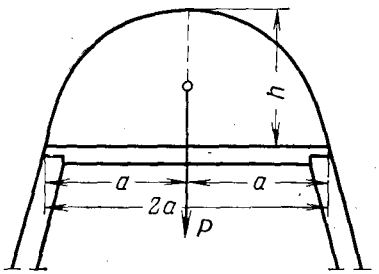


Рис. 108. Параболический свод естественного равновесия:
2a — ширина выработки; *h* — высота свода; *P* — направление действия горного давления

13. Теории горного давления и формы обрушения кровли

В горизонтальных выработках с достаточно устойчивыми боковыми породами обрушение кровли обычно имеет форму свода, который, в свою очередь, зависит от характера и свойств горных пород, а также ширины выработок. В пластичных породах кровля нередко прогибается без разрыва, что происходит обычно при небольшой высоте и значительной ширине выработки. Природу горного давления применительно к россыпям наиболее полно объясняют теория, предложенная проф. М. М. Протодьяконовым, и гипотеза консольной плиты.

Теория проф. М. М. Протодьяконова основана на принципе образования параболического свода естественного равновесия в кровле

выработки, который защищает крепь выработки от давления вышележащих пород. Таким образом, по этой теории давление на крепь

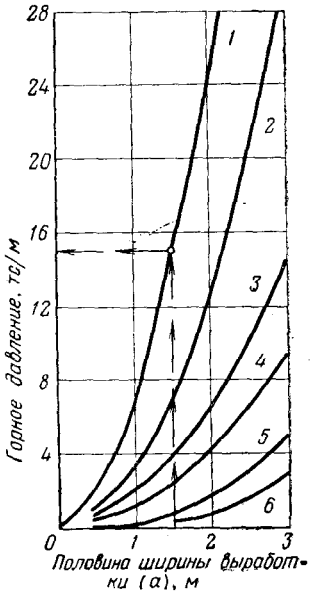


Рис. 109. График величины вертикального горного давления в зависимости от ширины выработки и объемной массы пород:

1 — 2,5 т/м³; *2* — 2 т/м³; *3* — 1,75 т/м³; *4* — 1,5 т/м³; *5* — 1,25 т/м³; *6* — 1,1 т/м³

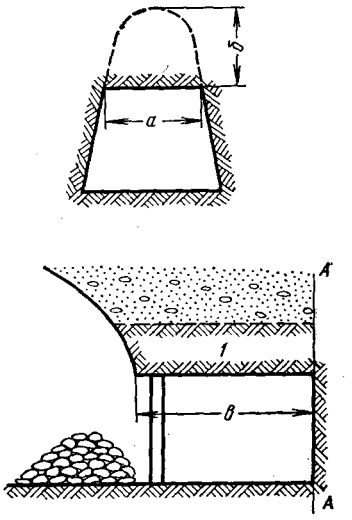


Рис. 110. Свод обрушения по гипотезе консольной плиты:

а — ширина выработки; *б* — высота свода обрушения; *в* — шаг обрушения; *1* — консольная плита; *А—А* — граница массива

равно весу породы внутри параболического свода (рис. 108), высоту которого определяют по формуле

$$h = \frac{a}{f},$$

где h — высота свода, м;

a — половина ширины выработки, м;

f — коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова.

Величину вертикального горного давления определяют по формуле

$$P = \frac{4}{3} \cdot \frac{a^2 \gamma}{f},$$

где γ — объемный вес пород кровли выработки, т/м³.

По этой формуле строят график определения горного давления (рис. 109).

Теория проф. М. М. Протодьяконова применима для горноподготовительных, нарезных и очистных выработок, проводимых в талых россыпях при условии ограничения этих выработок достаточно устойчивыми целиками.

Гипотеза консольной плиты (рис. 110) построена на предположении, что горное давление на крепь определяется весом пород консольной плиты *1*, отрыв которой от массива наступает при нарушении равновесия между весом плиты и силами сцепления пород и происходит по линии $A - A$.

Горное давление по этой гипотезе нарастает пропорционально длине выработки (нагруженной консольной балки).

Величину b, которая характеризует и определяет длину периодически обрушающегося пролета, называют шагом обрушения.

Гипотеза консольной плиты хорошо согласуется с практикой при разработке пластичных (глинистых) талых и мерзлых пород широким забоем, когда обнажаются большие площади кровли.

14. Область применения различных способов управления кровлей

Управление кровлей осуществляют оставлением породных целиков, закладкой из камня, возведением крепи.

Управление кровлей плавным опусканием осуществляется обычно с усиленным креплением призабойного пространства и разрядкой крепи в выработанном пространстве.

Управление кровлей обрушением производят с помощью органной крепи. Возможны два варианта: с естественным и принудительным обрушением.

Основными способами управления горным давлением при разработке вечномерзлых россыпей является плавное опускание кровли в выработанном пространстве и ее поддержание крепью и целиками.

Управление кровлей обрушением применяется весьма редко, а закладку камнем применяют только при разработке талых россыпей.

Управление кровлей плавным опусканием эффективно при разработке вечномерзлых россыпей, породы которых склонны к плавному прогибу без разрыва сплошности. Мощность пласта песков при этом не должна превышать 2—2,5 м, площадь обнажения кровли — 3—5 тыс. м^2.

Управление горным давлением поддержанием кровли крепью может применяться практически в любых геологических условиях и не зависит от размеров месторождения.

Поддержание кровли целиками наиболее целесообразно при сравнительно невысоком содержании золота в песках или в случае невозможности применения другого способа.

15. Управление кровлей при разработке талых россыпей

Кровля талых россыпей, как правило, неустойчива и чаще всего не допускает обнажения вообще или же допускает незначительные обнажения в том случае, когда в ней достаточное количество связующего глинистого материала.

Наиболее часто управление кровлей производится ее поддержанием креплением или закладкой. Крепление и закладка могут применяться одновременно. Заложенные крупным материалом (валунами) отдельные выработки или заходки являются как бы искусственными целиками.

Значительно реже управление кровлей осуществляется обрушением (рис. 111). Этот способ наиболее применим при системе разработки длинными столбами. Он позволяет уменьшить давление горных пород на кровлю очистных выработок, снизить расход крепежного леса и обеспечивает его повторное использование.

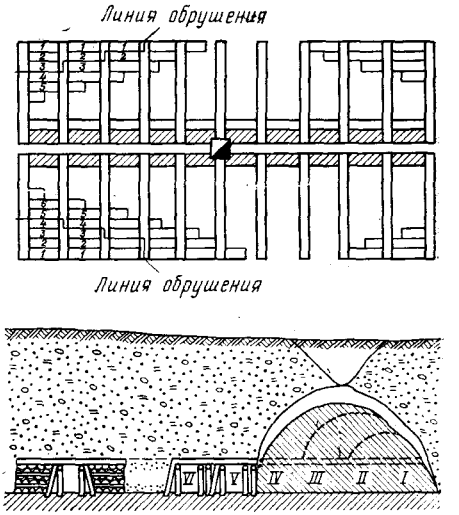


Рис. 111. Управление кровлей обрушением при разработке талой россыпи системой длинных столбов

Искусственное обрушение кровли в выработанном пространстве позволяет также предупреждать внезапные обрушения.

Искусственное обрушение производится по мере выемки песков из заходок. После того как отработано не менее трех заходок, в смежных двух производят обрушение, а в третьей — зачистку плотика. Такой порядок обрушения заходок сохраняется для отработки столбов до главного штрека.

16. Устойчивость и расчет целиков

Устойчивость целиков при разработке россыпей определяется их способностью поддерживать кровлю в пределах призабойного пространства и сохранять несущую способность на период ведения горных работ в камере (лаве).

Учитывая, что при разработке россыпей чаще всего нет необходимости сохранять поверхность, потери в целиках должны быть

минимальными (4—8%), целики рассчитывают с запасом прочности, равным единице, а в случае разработки небольших шахтных полей — 0,7—0,8. Целики могут быть податливыми.

Первым методом оценки прочных размеров целиков является метод Турнера, предложенный в 1884 г., который основан на предположении, что целики несут нагрузку от веса всей покрывающей толщи пород, и соответствует условию

$$\frac{s}{S} = \frac{\gamma H}{\sigma_{сж}},$$

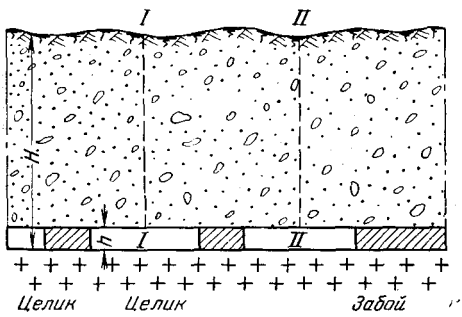


Рис. 112. Схема к расчету давления на целик

где s — суммарная площадь целиков, м²;
S — суммарная площадь разработки, м²;
γ — объемная масса породы, т/м³;
H — глубина разработки, м;
$\sigma_{сж}$ — прочность породы на сжатие, тс/м².

Академик Л. Д. Шевяков, развивая этот метод, ввел коэффициент запаса прочности, поправочный коэффициент формы при сжатии кубического образца, зависящий от отношения высоты целика h к его ширине a, и предложил формулу для расчета квадратных, прямоугольных и ленточных целиков.

Максимальное давление испытывают целики, расположенные в средней части выработанного пространства, и наступает оно при значительной площади разработки по сравнению с глубиной (рис. 112).

Нарастание нагрузки на целики непрерывно, но не равномерно, а темп этого нарастания сначала высокий, но постепенно снижается. Так как нагрузки на целики возрастают очень медленно, то они в каждый момент должны рассматриваться как статические.

По акад. Л. Д. Шевякову, условие для расчета прочных размеров целика будет

$$SHq + shq_1 \leqslant \frac{sR}{n},$$

где S — площадь горизонтального сечения горных пород, приходящаяся на один опорный целик, м²;
H — глубина до верхней части опорного целика от земной поверхности, м;

q — средняя объемная масса вышележащих пород, т/м^3;
s — площадь горизонтального сечения опорного целика, м^2;
h — высота опорного целика, м;
q_1 — объемная масса пород объемного целика, т/м^3;
R — предел прочности породы целика сжатию, тс/м^2;
n — коэффициент запаса прочности.

Для предельного случая находим

$$\frac{S}{s} = \frac{R}{nHq} - \frac{hq_1}{Hq}.$$

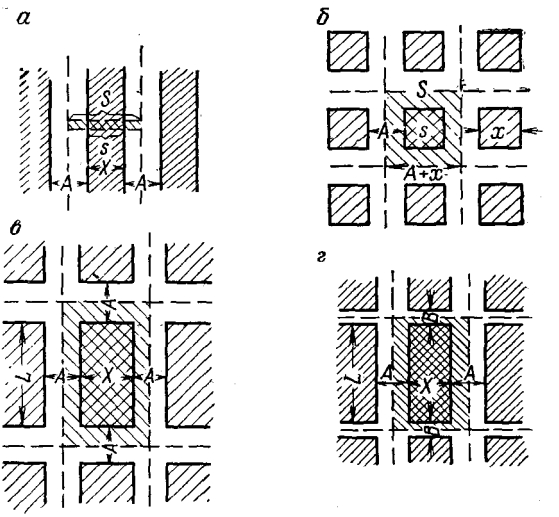


Рис. 113. Схемы к расчету размеров целиков: *а* — ленточных; *б* — квадратных; *в* — постоянной длины; *г* — при камерах различной ширины

Пусть A — ширина камеры, x — ширина целика. Из уравнения получаем расчетные формулы для ширины целиков.

1. Целики в виде стен (ленточные, сплошные) (рис. 113):

$$\frac{S}{s} = \frac{A+x}{x}, \quad \text{поэтому} \quad x = \frac{A}{\frac{R}{nHq} - \frac{hq_1}{Hq} - 1}.$$

2. Целики квадратные:

$$\frac{S}{s} = \frac{(A+x)^2}{x^2}, \quad \text{соответственно} \quad x = \frac{A}{\sqrt{\frac{R}{nHq} - \frac{hq_1}{Hq}} - 1}.$$

$$\frac{S}{s} = \frac{(A+x)(A+L)}{xL}, \quad x = \frac{\frac{A^2}{L} + A}{\frac{R}{nHq} - \frac{hq}{Hq} - \frac{A}{L} - 1}.$$

17. Материалы для крепления и требования к ним

Крепь по конструкции и прочности должна соответствовать физико-механическим свойствам пород, величине и характеру проявления горного давления. При выборе типа крепи и материала для ее возведения необходимо учитывать горногеологические условия, срок службы и обеспечивать минимальные затраты на проведение и поддержание выработок.

На россыпях для крепления горных выработок применяют деревянную, в отдельных случаях — бетонную крепь, а в талых породах, кроме того, часто используют валуны — как закладочный и крепежный материал.

В северных районах чаще всего используют хвойные породы деревьев — лиственницу, сосну, ель, пихту (табл. 149—151).

Таблица 149

Предел прочности дерева на сжатие, кгс/см²

Порода дерева	Сразу после рубки	Через 5 месяцев	После искусственной сушки
Сосна	185	191	208
Пихта	197	214	238
Дуб	174	150	208

Таблица 150

Допустимые сопротивления для дерева, кгс/см²

Порода дерева	Сжатие	Изгиб	Скалывание	Растяжение
Сосна	60	100	10	100
Ель	50	80	8	80
Пихта	50	90	8	90
Дуб	80	100	10	100

К крепи предъявляют ряд технических, экономических и технологических требований.

Технические требования: достаточная прочность и устойчивость крепи, простота конструкции, огнестойкость.

Экономические требования: доступность и невысокая стоимость материала, достаточная долговечность.

Технологические требования: простота и индустриальность изготовления и возведения.

Таблица 151

Допускаемое напряжение в элементах крепи, кгс/см²
(по П. М. Цимбаревичу)

Род напряжения	Капитальные выработки для подачи свежего воздуха		Подготовительные выработки в средних условиях		Вентиляционные выработки		Очистные выработки	
	Дуб	Сосна	Дуб	Сосна	Дуб	Сосна	Дуб	Сосна
Осевое сжатие	110	90	100	80	80	60	100	80
Поперечный изгиб . . .	115	100	105	90	85	70	105	90

Сопротивление (предел прочности) древесины сжатию, растяжению, изгибу и скалыванию определяют испытанием образцов в соответствии с ГОСТ 6336—52. При расчетах конструкций и определении прочных размеров крепи необходимы также данные о допускаемом сопротивлении.

Бетон. Крепление бетоном при разработке россыпных месторождений применяется очень редко. Однако в некоторых случаях такая необходимость возникает. Так, например, может оказаться необходимым закрепить бетоном устье наклонного ствола или околоствольные выработки.

Для рудничного крепления применяют жесткие бетоны марки от 100 до 200.

Центрогипрошахт рекомендует применять: в породах с $f = 7 \div 9$ при пролетах до 4,5 м (в свету) бетон марки 100, а при пролетах более 4,5 м — марки 150, в породах с $f = 4 \div 6$ при пролетах выработки в свету 3,5 м бетон марки 100, а при пролетах более 3,5— марки 150, в породах с $f = 2 \div 3$ во всех случаях бетон марки 150, в породах с $f = 1$ бетон марки 150—200, в породах с $f < 1$ — марки 200.

Для получения бетона нужной марки рекомендуется применять цемент следующих марок:

марка бетона	100	150	200
марка цемента	200—300	250—400	400—500

Водонепроницаемости бетона добиваются путем ввода добавок — обычно раствора хлорного железа (6—12 л на 1 м³ бетона).

В случае крепления бетоном выработок, где температура воздуха и горных пород отрицательна (например, при разработке вечномерзлых россыпей), возможны следующие способы бетонных работ:

бетонирование с противоморозными добавками;
бетонирование по методу термоса;
электропрогрев уложенного бетона;
предварительный электроразогрев бетонных смесей.

В качестве противоморозных добавок применяют хлористый натрий (NaCl), хлористый кальций ($CaCl_2$), нитрит натрия ($NaNO_2$) и поташ (K_2CO_3). Общее количество вводимых в бетонную смесь солей колеблется от 1,5 до 15% от веса цемента. Бетон с противоморозными добавками допускается применять при создании таких условий твердения, когда температура бетонируемой конструкции не опустится ниже —15° С (бетон с хлористыми солями и $NaNO_2$), и не ниже —25° С (с поташем) до набора им прочности не менее 50 кгс/см².

Металлические призабойные стойки применяются для крепления призабойного пространства при разработке вечномерзлых россыпей с управлением кровлей плавным опусканием. В этом случае в призабойном пространстве устанавливают несколько (обычно 2—3) рядов стоек, которые переносят вслед за подвиганием забоя. Расстояние от первого ряда стоек до забоя не менее 7,5 м и не более 12 м. Обязательное условие — навеска на первый ряд стоек специального экрана для предохранения от разлета при взрывных работах.

Для разработки вечномерзлых россыпей наиболее приемлемы:

стойки трения типа ТГ — для пластов малой мощности (высота 360—1340 мм, вес 12—30 кг, рабочее сопротивление 10—20 тс);

стойки трения типа ТЛ — для пластов средней мощности (высота 450—2060 мм, вес 15—54 кг, рабочее сопротивление 15—25 тс);

стойки трения типа ТПК — для пластов мощностью 1,21—3,2 м (высота 900—2000 мм, вес 47—75 кг, рабочее сопротивление 25—30 тс);

стойки трения типа ТЗК — для пластов мощностью 1,85—3,2 м (высота 1400—3100 мм, вес 60—75 кг, рабочее сопротивление 30 тс).

Штанговое крепление применялось только в порядке эксперимента на разработке вечномерзлых россыпей главным образом для усиления кровли околоствольных выработок и призабойного пространства.

Применение этого вида крепи возможно в том случае, когда происходят отслоения кровли небольшой мощности (до 1 м). Штанги в этом случае могут обеспечить большую устойчивость кровли, не загромождая выработок и не мешая работе механизмов.

Минимальная длина штанг 1,4 м. Штанги могут применяться металлические и деревянные с замками различной конструкции.

До тех пор, пока этот вопрос изучен недостаточно, применению штанг в данных конкретных условиях должны предшествовать изучение свойств кровли и специальные эксперименты.

18. Элементы деревянной крепи

Круглый лес применяется при изготовлении крепежных рам для горизонтальных и наклонных выработок, накатника плоских перекрытий выработок, венцовой крепи неглубоких вертикальных стволов и шурфов прямоугольного сечения. Верхняки, подхваты, венцы, крепежные рамы изготовляются преимущественно из лиственницы; стойки, подхватные столбы, расколоты — из сосны или ели.

Пиломатериалы. Для горной крепи применяют пиломатериалы, изготовленные из сосны, ели, лиственницы, пихты, дуба и ясеня. Длина хвойных пиломатериалов 1—6,5 м, лиственных — 1—4,5 м.

Доски применяют для затяжки боков и кровли выработок, полков, настилов, обшивки людских ходков и перемычек. Толщина досок 25—50 мм, ширина 150—300 мм.

Брусья применяют для крепления неглубоких вертикальных стволов, шурфов, гезенков, наклонных выработок прямоугольного сечения, а также для армировки стволов.

Обаполы применяют для затяжки боков и кровли выработок, а также устьев наклонных шахт.

Придание крепежному лесу огнезащитных свойств. Для защиты древесины от возгорания применяют огнезащитные пропиточные составы (антипирены), представляющие растворы сернокислого аммония $(NH_4)_2SO_4$, буры $Na_2B_4O_7 \cdot 10H_2O$, фосфорно-кислого натрия $Na_2HPO_4 \cdot 12H_2O$, или различные огнезащитные пасты и краски.

Крепление вертикальных выработок. Форму поперечного сечения вертикальных выработок при разработке россыпей принимают прямоугольную, а размеры определяют в зависимости от применяемых подъемных сосудов. Крепление производят обычно деревянной крепью. Площадь поперечного сечения ствола проверяют по условиям допустимой скорости вентиляционной струи по формуле

$$v = \frac{Q}{KS_{св}} \leqslant v_{доп},$$

где Q — количество воздуха, проходящего по стволу, м³/сек;

K — коэффициент снижения площади поперечного сечения за счет армировки (обычно принимают $K = 0{,}75 \div 1{,}0$);

$S_{св}$ — площадь поперечного сечения ствола в свету, м²;

$v_{доп}$ — допустимая скорость вентиляционной струи (в стволах с людским подъемом — 8 м/сек; в стволах, служащих только для подъема и спуска грузов, 12 м/сек; в стволах, не оборудованных подъемом, 15 м/сек).

В вертикальных стволах, кроме отделений для размещения подъемных сосудов, предусматривается лестничное и трубокабельное отделения, а в ряде случаев отделение для противовеса.

19. Крепление выработок

Крепление вертикального ствола. В устойчивых породах венцы шахтной крепи устанавливают на бабках с интервалами 0,4—1 м. Если породы недостаточно устойчивы, ствол крепят подвесной венцовой крепью.

Крепление вертикальных стволов в сплошной мерзлоте производят после окончания проходки снизу вверх. Первые 5—7 м ствола от устья закрепляют всплошную. Интервал между венцами в остальной части ствола не менее 1 м, а при устойчивых породах и в зимнее время — 1,5 м.

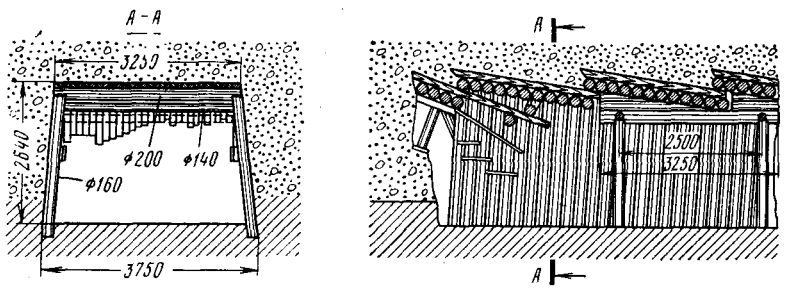


Рис. 114. Крепление выработок забивной крепью

Крепление наклонного ствола, устья шахты и сопряжения ее с горизонтальной выработкой. Крепление наклонных шахт, проводимых в неустойчивых породах, производят сплошными крепежными рамами и подхватами.

При проходке в мерзлоте крепление открытой траншеи и устьевой части ствола обязательно. Открытую траншею крепят с затяжкой верха и стенок. Около устья ствола устанавливают зеркальную раму, лицевую часть (козырек) затягивают досками или обаполами.

В зависимости от сезона работы и устойчивости мерзлых пород устье ствола на расстоянии 5—10 м крепят всплошную, остальную часть — вразбежку через 0,8—1,0 м с затяжкой кровли досками или обаполами.

При работе только в зимнее время и длине ствола 50 м и более возможно на расстоянии 25—30 м от устья обходиться без крепления, ограничившись рядом стоек, отгораживающих людской ходок.

Крепление горизонтальных выработок. При разработке россыпей крепление горизонтальных выработок осуществляется полными крепежными рамами в слабых породах и неполными — в устойчивых.

При значительном горном давлении и при большой ширине выработки применяют крепежные рамы усиленной конструкции. Угол наклона стоек обычно равен 85—90°.

При проведении нарезных выработок в малоустойчивых породах (по таликам) применяют крепление, усиленное подхватами.

В породах с большой водонасыщенностью и плывунах применяют специальный способ проведения нарезных выработок с помощью опережающей забивной крепи. Проходка выработки этим способом и детали крепления показаны на рис. 114.

Крепление сопряжений и пересечений. В местах сопряжения, разветвления или пересечения выработок кровля обнажается на больших площадях и поэтому такие места по правилам безопасности должны быть закреплены усиленным креплением. В местах сопряжения устанавливают так называемые камерные рамы, представляющие собой крепежную раму с большой длиной верхняка, который служит опорой для половинных крепежных рам.

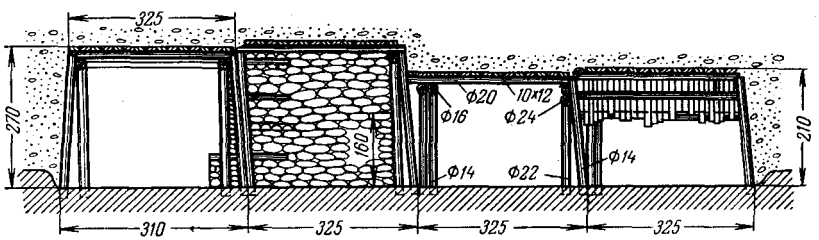


Рис. 115. Крепление очистных выработок (заходок) талых россыпей

Половинные крепежные рамы состоят из одной стойки с верхняком, один конец верхняка лежит на стойке, а другой на верхняке камерной рамы.

Для верхняков применяют лес большей толщины, из наиболее прочных пород древесины. При значительных площадях обнажения целесообразно крепление сопряжений крепежными и половинными рамами из профильного металла (двутавровые, швеллерные балки, рельсы и т. д.).

Крепление очистных выработок. При разработке талых россыпей очистное пространство (заходки) крепят деревянной крепью — крепежными рамами с подхватами и закладкой валунами (рис. 115).

В неустойчивых породах при наличии плывунов и значительной водообильности применяют опережающее крепление, с усилением подхватами. Такое крепление требует высокой квалификации крепильщиков, связано с большим расходом лесоматериалов (до 0,18—0,2 $м^3/м^3$ песков) и высокой стоимостью.

При подземной разработке мерзлых россыпей выбор способа управления кровлей и крепления зависит от характера сдвижения толщи мерзлых пород. Основными факторами, определяющими выбор крепления очистных выработок, являются площадь обнажения,

выемочная мощность, температура слагающих пород и их литологический состав.

Вид крепления и паспорт крепления очистного забоя выбирают в соответствии с категорией устойчивости кровли (см. табл. 148) и принятым способом управления кровлей.

При управлении кровлей поддержанием крепление обычно производят стойками, рядами стоек и кустами. Если обнажения кровли не достигают предельных величин, крепление производят отдельными (нерегулярными) стойками.

Кусты применяют для поддержания отдельных выпуклых участков кровли или оконтуривающихся заколов. Иногда для этой цели возводят костры.

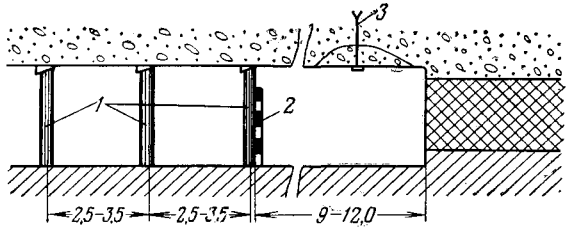


Рис. 116. Крепление рядами стоек очистных выработок вечномерзлых россыпей:
1 — ряды стоек; *2* — заградительный экран; *3* — штанговое крепление в призабойной части (возможный вариант)

При управлении кровлей плавным опусканием крепление производится рядами стоек (деревянных или металлических), которые по возможности переносятся вслед за подвиганием забоя. Расстояние от забоя до первого ряда крепления 9—12 м. На первом ряду крепления подвешивается заградительный экран (рис. 116).

Если кровля склонна к заколообразованию и вывалам, ряды стоек не переносятся, а остаются в выработанном пространстве. Иногда за рядами стоек устанавливают ряд костров, которые воспринимают нагрузку от оседающей кровли и тем самым разгружают призабойное пространство. Цикл (шаг) опускания кровли заканчивается чаще всего через 30—40 м подвигания забоя.

В этом случае актирование наиболее целесообразно вести узкими полосами вслед за подвиганием забоя и переносом последнего ряда крепления.

При управлении кровлей обрушением крепление также осуществляют рядами стоек, однако в соответствии с шагом обрушения устанавливают обрезную крепь.

Если осуществляется перенос регулярных рядов крепи, то он может производиться только под защитой органного ряда.

Никаких мероприятий для посадки кровли не проводят — кровля самообрушается.

Вместе с тем следует указать, что на практике такое разделение способов управления кровлей, как правило, не соблюдается. Поэтому

различают: крепление одиночными (нерегулярными) стойками; крепление рядами стоек; крепление рядами костров.

В зависимости от характера деформаций кровли возможна комбинация этих способов крепления.

Глава IV

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

20. Общая характеристика систем разработки

При выборе и проектировании системы разработки необходимо иметь исчерпывающие сведения о месторождении и прежде всего знать горногеологические условия: мощность наносов и пласта песков; литологический состав, петрографическую и физико-механическую характеристики горных пород (их льдистость, трещиноватость, устойчивость и т. п.).

Горнотехническая характеристика системы разработки включает сведения о порядке проведения подготовительных и очистных выработок, последовательности и направлении отработки отдельных частей шахтного поля, размерах отдельных элементов системы. Должны быть сведения о взаимном расположении выработок, способах управления горным давлением, способах механизации производственных процессов, порядке и способе проветривания очистных и подготовительных выработок, мероприятиях по предупреждению прорыва воды.

Кроме того, в горнотехнической характеристике должна быть указана организация работ в подготовительных и очистных выработках и по шахте в целом.

Система разработки характеризуется технико-экономическими показателями.

В это понятие входят количество добываемых песков (за цикл, сутки, месяц), скорость подвигания забоев подготовительных и очистных выработок, производительность труда на всех видах работ, расход взрывчатых, крепежных и других материалов, электроэнергии, сжатого воздуха (в расчете на 1 м^3 или на 1000 м^3 добычи), стоимость 1 м^3 добываемых песков, размеры эксплуатационных потерь и разубоживания.

Подземным способом могут разрабатываться россыпные месторождения, находящиеся в талом и мерзлом состоянии. Системы разработки для талых и мерзлых россыпей существенно различаются и классифицируются раздельно.

21. Системы разработки вечномерзлых россыпей

Системы разработки вечномерзлых россыпей классифицируются по двум основным признакам — способу подготовки шахтного поля к очистной выемке и способу управления горным давлением. Вспомогательными признаками являются направление подвигания очистного забоя и его расположение относительно подготовительных выработок.

Классификация (табл. 152) охватывает все применяемые на Северо-Востоке системы разработки, которые по указанным признакам разделены на четыре класса: сплошные, столбовые, камерные и комбинированные.

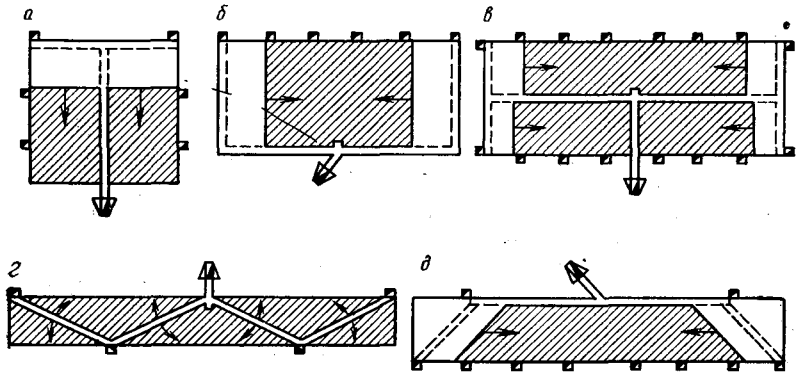


Рис. 117. Сплошные системы разработки:
а — смежными лавами; *б* — встречными лавами; *в* — смежно-встречными лавами; *г* — радиальными лавами; *д* — встречными диагональными лавами

Сплошные системы разработки (рис. 117) — системы, при которых впереди очистных забоев не ведется никаких подготовительных выработок, за исключением главного штрека, обязательно опережающего очистную выработку; остальные выработки оформляются и при необходимости поддерживаются в выработанном пространстве.

Подготовка шахтного поля к очистной выемке при сплошной системе разработки заключается в проведении главного штрека, нарезных выработок (рассечек) и по границе шахтного поля — вентиляционных шурфов (или скважин) и запасных выходов.

Сплошные системы характеризуются небольшим объемом подготовительных и нарезных работ (10—12%), незначительными потерями полезного ископаемого (до 2—3%) и сравнительно высокой экономической эффективностью.

К недостаткам этих систем относится большой расход крепежного леса и несовершенная схема проветривания.

Сплошные системы широко применяют при глубине разработки до 20 м и реже при больших глубинах залегания россыпи.

Наиболее часто применяют первые три варианта (см. рис. 117, *а*, *б*, *в*) и значительно реже — сплошную систему разработки радиальными и встречными диагональными лавами (см. рис. 117, *г*, *д*, *е*).

Систему разработки радиальными лавами применяют на узких россыпях с достаточно устойчивой кровлей.

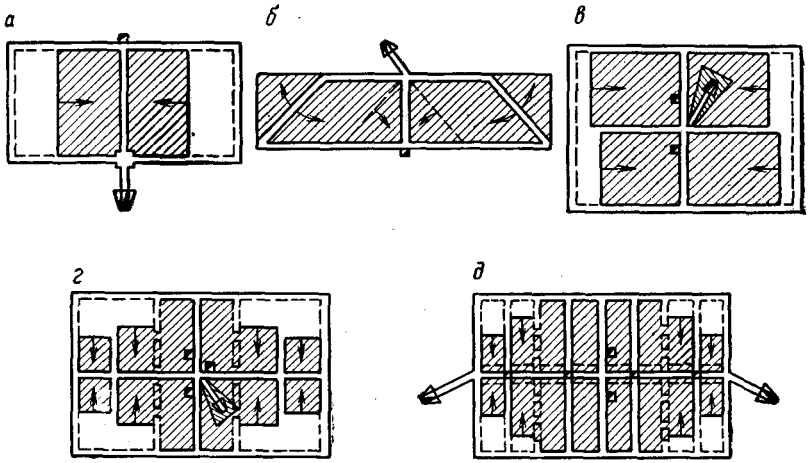


Рис. 118. Столбовые системы разработки:
а — встречными лавами; *б* — встречными диагональными лавами; *в* — смежно-встречными лавами; *г* — смежно-встречными лавами с барьерными целиками; *д* — смежно-встречными лавами с барьерными и околоштрековыми целиками

Столбовая система (рис. 118) — система разработки, при которой до начала очистных работ по пласту проводят подготовительные выработки, разделяющие шахтное поле на отдельные части или столбы. Объем подготовительных и нарезных работ при этом достигает 15—20%, потери полезного ископаемого такие же, как и при сплошной системе разработки (рис. 118, *а*, *б*, *в*).

В случае применения столбовой системы разработки смежно-встречными лавами с барьерными и околоштрековыми целиками (рис. 118, *г*, *д*) потери песков увеличиваются до 4%. Барьерные целики не извлекаются, являясь безвозвратными потерями, а околоштрековые погашаются по мере доработки шахтного поля.

Недостаток столбовой системы — относительно высокий удельный вес подготовительных и нарезных работ.

Классификация систем разработки вечно

Система разработки	Вариант системы разработки и направление подвигания забоя	Способ подготовки
Сплошная	а) Смежными лавами	Главным штреком и шурфами
	б) Встречными лавами	То же
	в) Смежно-встречными лавами	»
	г) Радиальными лавами	»
	д) Встречными диагональными лавами	»
Столбовая	а) Встречными лавами	Главным и вентиляционным штреками
	б) Встречными диагональными лавами	То же
	в) Смежно-встречными лавами	»
	г) Смежно-встречными лавами с барьерными целиками	»
	д) Смежно-встречными лавами с барьерными и околоштрековыми целиками	»
Камерная	а) С одиночными штреками и продольными подвиганию междукамерными целиками	Главными и вентиляционными штреками
	б) С парными штреками и продольными подвиганию междукамерными целиками	То же
	в) С одиночными штреками и поперечными подвиганию междукамерными целиками	»
	г) Камерно-лавная система разработки	»
Комбинированная	а, б) Сплошная со столбовой	Шурфами, главным штреком и вентиляционными штреками
	в) Камерная со сплошной	То же

Таблица 152

мерзлых россыпей подземным способом

Способ управления кровлей	Условия применения
Поддержанием крепью, плавным опусканием, обрушением	Глубина залегания россыпи до 20 м; мощность пласта не более 3 м; ширина россыпи — любая
	Глубина залегания до 20 м; мощность пласта до 3 м; россыпи средней ширины
	Глубина залегания до 20 м; мощность пласта до 3 м; широкие россыпи
	Глубина залегания до 20 м; мощность пласта до 3 м; весьма узкие россыпи
	То же, узкие россыпи
То же	Глубина залегания более 20; мощность пласта до 3 м; россыпи средней ширины
	То же, узкие россыпи
Поддержанием целиками и крепью	То же, россыпи любой ширины
	То же
	»
Поддержанием междукамерными целиками	Глубина любая; мощность пласта до 4,5 м
	То же
	»
	»
Поддержанием крепью, плавным опусканием и обрушением	Россыпи сложной конфигурации с наносами различной мощности
Поддержанием целиками и крепью	То же, с пластом переменной мощности

Преимущество по сравнению со сплошными системами — улучшение условий проветривания горных выработок при сокращении до минимума количества вентиляционных установок.

Столбовая система разработки применяется в самых разнообразных горногеологических условиях независимо от глубины залегания россыпи, однако наиболее эффективно — при глубине разработки больше 20 м.

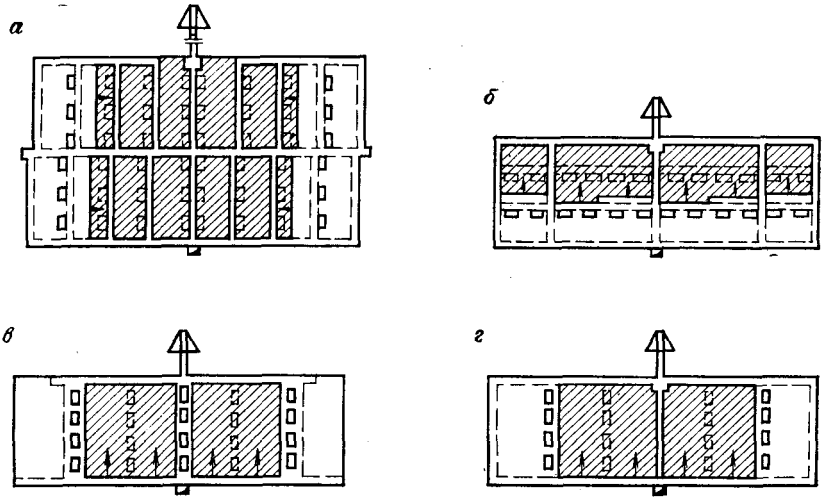


Рис. 119. Камерные системы разработки:

а — с одиночными штреками и продольными междукамерными целиками; *б* — с парными штреками и продольными междукамерными целиками; *в* — с одиночными штреками и поперечными междукамерными целиками; *г* — камерно-лавный вариант системы

Камерная система разработки (рис. 119). Камерную систему применяют преимущественно при разработке пласта песков большой мощности (3—4,5 м), а также в тех случаях, когда другие системы разработки не могут быть использованы по соображениям безопасности ведения работ и технико-экономическим показателям.

При разработке пласта песков мощностью более 3,5 м выемку их в камере производят почвоуступным забоем. Высоту уступа принимают равной $^1/_3$ выемочной мощности, ширину площади уступа — 3—4 м.

Из четырех вариантов, приведенных в табл. 152 и на рис. 119, наиболее широко применяется камерно-лавный, сочетающий достоинства сплошной и камерной систем разработки.

Камерная система характеризуется высокой производительностью труда рабочих на очистных работах и малых расходах леса на кре-

пление. К недостаткам следует отнести большой объем подготовительных работ (25—28%) и значительные потери полезного ископаемого в междукамерных целиках (4—7%).

Комбинированная система разработки (рис. 120). Из многочисленных возможных комбинаций систем разработки основными являются сочетания, в которых использованы элементы сплошной и столбовой систем разработки (рис. 120, *а*, *б*), а также камерной и сплошной (рис. 120, *в*).

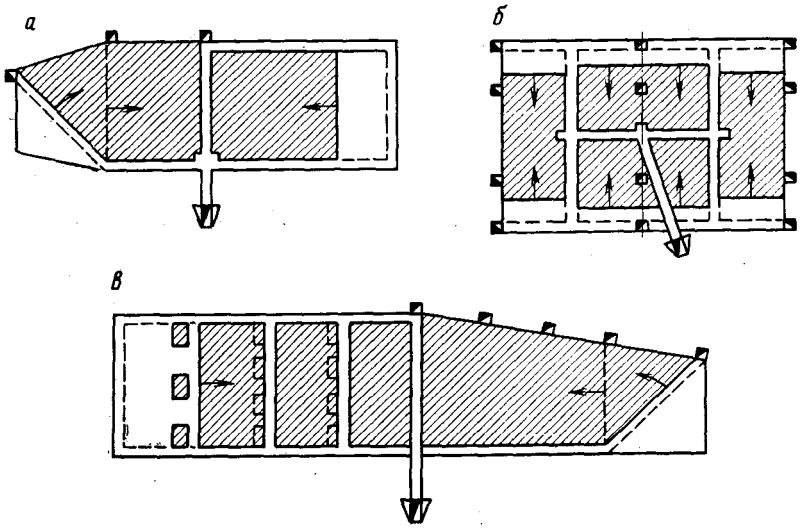


Рис. 120. Комбинированные системы разработки:
а, *б* — комбинации сплошной и столбовой систем; *в* — камерно-лавная и сплошная

Объем подготовительных работ и потери полезного ископаемого при комбинированной системе занимают промежуточное положение между этими показателями соответствующих основных систем разработки. Это в равной мере может быть достоинством и недостатком комбинированной системы.

Комбинированную систему применяют при разработке сложных по конфигурации месторождений с переменной мощностью наносов и пласта песков. При разработке больших шахтных полей, представленных пластом песков мощностью до 3 м, комбинируют сплошную и столбовую системы.

Участки, где мощность песков превышает 3 м, разрабатывают с применением камерной системы.

22. Параметры систем разработки вечномерзлых россыпей

При выборе системы разработки и определении размера шахтного поля учитывают влияние горногеологических, горнотехнических и организационных факторов, важнейшими из которых являются глубина залегания россыпи, мощность пласта песков, состав и конфигурация плотика, рельеф поверхности, а также вероятность поступления в шахту грунтовых и поверхностных вод в летний период, которая обусловливает сроки отработки.

Кроме этого, необходимо учитывать температуру горных пород, определяющую их прочностные свойства, с которыми, в свою очередь, связано управление горным давлением и размеры пролетов выработок. Приведенные ниже результаты замеров температуры горных пород, выполненных в Шергинской шахте, показывают, что температура пород на глубине 140 м почти в три раза выше, чем на глубине 10 м.

Глубина, м	Температура, °С	Глубина, м	Температура, °С
10	—7,5	80	—4,5
20	—6,9	90	—4,2
30	—6,6	100	—3,8
40	—6,1	110	—3,5
50	—5,6	120	—3,2
60	—5,2	140	—2,6

При расчете параметров систем разработки учитывают также производительность горного оборудования.

В табл. 153 приведены параметры различных систем разработки при определенных горногеологических условиях.

При камерной системе разработки предельно допустимый пролет камеры 20 м при увеличении пролета обязательно крепление выработанного пространства.

Сокращение пролета влечет за собой неоправданное увеличение объема подготовительных и нарезных работ и, как следствие, удорожание добываемых песков. Пролет может быть уменьшен в отдельных случаях, когда устойчивость пород кровли снижается из-за особенностей мерзлотно-геологического характера.

Увеличение пролета сопровождается интенсификацией заколообразования, а иногда и обрушением пород кровли, в результате чего повышается разубоживание песков и снижается безопасность ведения очистных работ.

Длину камеры-лавы следует принимать равной не более 100 м. Причем при выбранном пролете предельно допустимая площадь обнажения кровли камеры-лавы не должна превышать 2000 м^2.

Длина камеры-лавы зависит от продолжительности отработки, поэтому при проектировании необходимо учитывать производитель-

Таблица 153

Сравнительная таблица параметров систем подземной разработки вечномерзлых россыпей

Система	Вариант (см. табл. 152)	Параметры шахтного поля			Запас песков, м³	Подготовительные и нарезные выработки			Шурфы		Целики		
		длина, м	ширина, м	площадь, м²		протяженность, м	объем, м³	%	количество	общая глубина, м	количество	объем, м³	%
Сплошная	а	203	104	21 140	42 280	303	2 120	5,0	26	572	—	—	—
	б	206	54	11 130	22 260	306	2 140	9,6	14	308	—	—	—
	в	206	104	21 410	42 820	406	2 840	6,6	28	616	—	—	—
	г	200	20	4 000	8 000	216	1 510	18,9	4	88	—	—	—
	д	200	20	4 000	8 000	192	1 340	16,8	14	308	—	—	—
Столбовая	а	210	56	11 750	23 500	552	3 860	16,4	1	22	—	—	—
	б	200	20	4 000	8 000	363	2 540	31,8	1	22	—	—	—
	в	210	110	23 100	46 200	928	6 500	14,1	2	44	—	—	—
	г	316	110	34 800	69 600	1446	10 120	14,5	3	66	20	960	1,4
	д	421	110	46 300	92 600	1921	13 440	14,5	6	132	20	960	1,0
Камерная	а	215	57	12 260	24 520	671	4 700	19,2	1	22	50	1150	4,7
	б	218	57	12 430	24 860	687	4 810	19,3	1	22	50	1150	4,6
	в	316	76	24 000	48 000	1580	11 080	23,1	1	22	62	1435	3,0
	г	188	110	20 700	41 400	1434	10 040	24,3	1	22	80	1840	4,4
Комбинированная	а	210	56	11 780	23 560	472	3 300	14,1	4	88	—	—	—
	б	206	106	21 820	43 640	774	5 420	12,4	15	330	—	—	—
	в	219	57	12 480	24 960	636	4 450	17,8	8	176	15	720	2,9

Примечания: 1. Глубина разработки $H = 20$ м; выемочная мощность $m = 2$ м.
2. Размеры шахтных полей приняты произвольно и не могут рассматриваться в качестве рекомендуемых.

ность имеющегося горно-транспортного оборудования, использование которого обеспечит отработку камеры-лавы в обусловленные сроки.

Камера-лава при длине 70—100 м разделяется главным транспортным штреком на два самостоятельных очистных забоя.

Междукамерные целики прямоугольной формы располагают рядами через 20 м. Расстояние между целиками в ряду не должно превышать 7—10 м.

При оставлении ленточных целиков в них через каждые 10 м проходят окна шириной 2—2,5 м, которые служат для прохода людей в смежную камеру и для проветривания очистного забоя.

Ширина междукамерных целиков в зависимости от выемочной мощности:

Выемочная мощность, м:	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0	3,2	3,4	3,6	3,8	4,0	4,2	4,4	4,5
Ширина целика, м	1,9	2,1	2,4	2,6	2,6	3,0	3,1	3,3	3,5	3,7	4,1	4,3	4,5	4,7	4,9	5,0	

Целики первого и второго рядов (считая от нетронутого массива горных пород) испытывают нагрузку, равную 30—40% от веса столба вышележащих пород. Поэтому площадь целика первых двух фланговых камер допустимо принимать равной 15 м² (при глубине разработки 18—22 м).

Начиная с третьего ряда, площадь целиков увеличивают до 20 м².

Ширину барьерных целиков рассчитывают по методу акад. Л. Д. Шевякова.

Расход крепежного леса при подземной разработке вечномерзлых россыпей составляет обычно от 13,5 до 17,5 м³ на 1000 м³ добычи.

23. Системы разработки талых россыпей

Основным признаком классификации систем разработки талых россыпей является способ управления кровлей.

Управление кровлей может производиться ее обрушением, поддерживанием выработанного пространства крепью и закладкой.

Факторы, влияющие на выбор способа управления кровлей:

1. Характер пород кровли. Подработка кровли невозможна без немедленного возведения крепи в талых малосвязных или несвязных породах, галечниках и песчанистых грунтах. Устойчивую кровлю представляют глинистые и иловатые сухие породы и глины.

2. Литологические особенности рыхлых отложений, слагающих россыпь. Наличие валунов и неоднородных слоев пород (глины, песка, илов, галечников) влияет на характер поведения кровли.

3. Степень влажности или водоносности талых россыпей, которая влияет на устойчивость пород кровли и характер их обрушения.

4. Наличие ледяных прослоек, вызывающих образование заколов и коржей и влияющих на характер обрушения кровли.

Классификация систем разработки талых россыпей (по ПТЭ). Система разработки длинными столбами: с обрушением кровли; с закладкой. Система разработки короткими столбами: с обрушением кровли; с закладкой. Система разработки лавами: с обрушением кровли; с частичной закладкой. Комбинированные системы: короткие и длинные столбы; длинные столбы и лавы. Система разработки поперечными лентами с частичной закладкой.

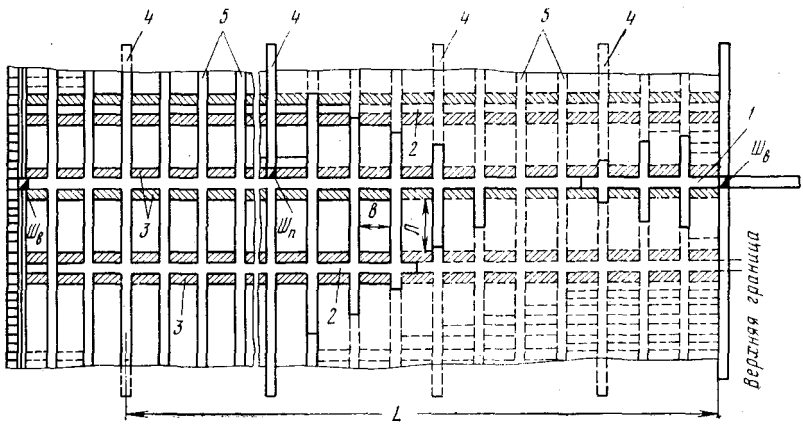


Рис. 121. Система разработки длинными столбами:

1 — главный откаточный штрек; *2* — параллельные штреки; *3* — выработки, заложенные камнем; *4* — разведочные выработки; *5* — нарезные выработки; $Ш_п$ — подъемный ствол; $Ш_в$ — вспомогательный ствол, *в* — ширина и *Л* — длина столба

Сущность систем разработки (по ПТЭ) и вариантов систем заключается в следующем [6].

Система разработки длинными столбами (рис. 121) применяется с частичной закладкой и с обрушением при длине шахтных полей не менее 500—600 м, реже 300—350 м. Ширина столбов 9,75—19,75 м, длина 30—50 м. При весьма устойчивых породах кровли ширина столба допускается 18—19,75 м, при устойчивых — не более 12—16 м, при неустойчивых — не более 12 м.

Нарезные работы заключаются в проходке параллельных штреков и выработок вкрест простирания россыпи. Нижние участки шахтного поля короче верхних. Это позволяет быстрее их подготавливать и развивать очистные работы одновременно с нарезными в верхних участках.

Из общих запасов песков в шахтном поле горноподготовительными работами добывается 25—30%, нарезными 21—23% и очистными 54—47%.

Нужное опережение добычных работ подготовительными может быть установлено по формуле

$$C = \frac{Q_г + K}{qv},$$

где $Q_г$ — объем годовой добычи, м³;

K — норматив подготовленных запасов, м³;

q — количество песков, подготовленных одним метром штрека по россыпи, м³;

v — скорость подвигания штрека по россыпи в месяц, м.

Вариант системы разработки длинными столбами без обрушения применяют при неустойчивой кровле (плывуны, сыпучие породы), а также при разработке пластов большой мощности. Закладке подлежат (помимо двух выработок, пройденных вдоль основного и параллельного штреков) поперечные, нарезные параллельные штреки и другие выработки. Закладка производится по мере погашения выработок.

При разработке пластов мощностью более 3 м выемку ведут горизонтальными слоями, извлекаемыми последовательно. После отработки и полной закладки камнем выработок первого (нижнего) слоя разрабатывают второй слой, затем после его закладки — третий слой и т. д. Такой порядок отработки отличается малой интенсивностью и резкими колебаниями добычи.

При разработке несколькими горизонтальными слоями после закладки камнем каждого нижнего отработанного слоя и проходки восстающей выработки начинают работы на верхнем горизонте. Объем работ в каждом верхнем слое зависит от площади закладки нижележащего слоя. Если ширина выработок 3,25 м, то ширина закладки при одной выработке на верхнем слое должна быть равной 6,5 м, двух выработок — 9,7 м, трех выработок — 13 м и т. д.

Вариант системы разработки россыпи с обрушением кровли по горнотехническим параметрам, а также по размерам выработок аналогичен варианту с частичной закладкой выработанного пространства.

Преимущества варианта с обрушением кровли перед другими системами: на 10—18% меньше расход крепежного леса; безопасность условий работы в забоях; меньшая (до 10%) потребность в рабочей силе; меньшие эксплуатационные расходы в связи с отсутствием закладочных работ.

Недостатки: низкие темпы очистной добычи; невозможность применения при разработке мощных пластов.

Система разработки короткими столбами применяется при разработке шахтных полей длиной 250—300 м. При подготовительных и нарезных работах обнажается до 40% площади кровли, вследствие чего интенсивно развивается горное давление.

Система разработки короткими столбами без обрушения кровли (рис. 122) предусматривает подготовку шахтного поля основным

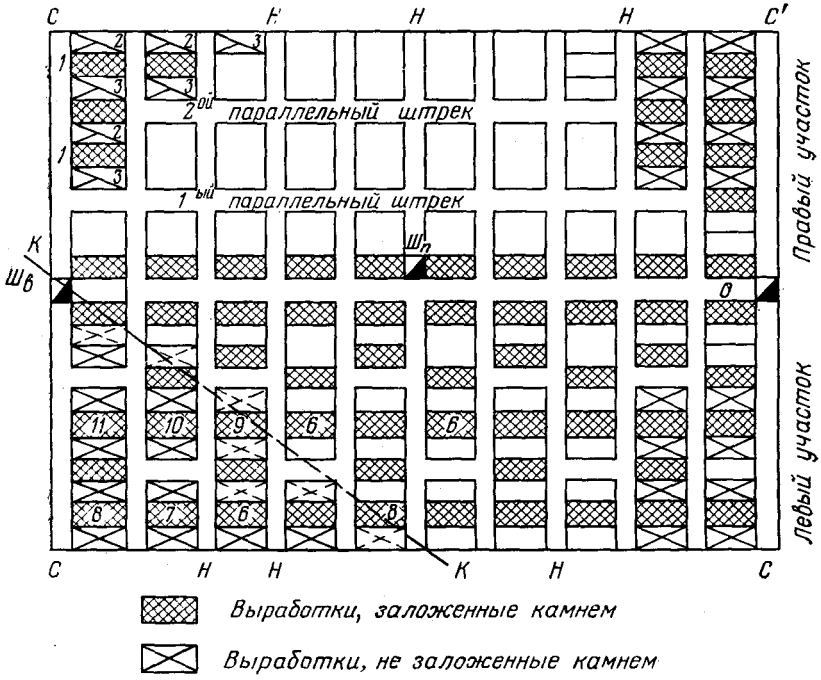


Рис. 122. Система разработки короткими столбами:
$Ш_в$ — вспомогательные стволы; $Ш_п$ — подъемный ствол, *С* и *С'* — границы шахтного поля; *1*; *2*; *3* и т. д. — последовательность проходки очистных заходок

штреком. Ширина столбов 8,25 м, длина 8,5—9,75 м. Столбы нарезают пареллельными штреками и нарезными выработками вкрест простирания россыпи. Вдоль основного штрека для сохранения его проходят в шахматном порядке выработки шириной 3,25 м, высотой не менее 2,25 м, которые закладывают камнем и лесом.

Очистные работы начинают после проходки нарезных выработок от границ шахтного поля к подъемному стволу. В стадии подготовительных и нарезных работ извлекается до 60% запасов песков шахтного поля.

Условия применения: устойчивая кровля; ширина россыпи не более 80—90 м, плотик ровный. Обязательна закладка камнем всех выработок, пройденных в столбах и некоторой части параллельных штреков.

Преимущества системы разработки короткими столбами без обрушения: высокий уровень добычи в период нарезных работ; большая производительность шахт в период очистных работ; благоприятные условия для проветривания выработок.

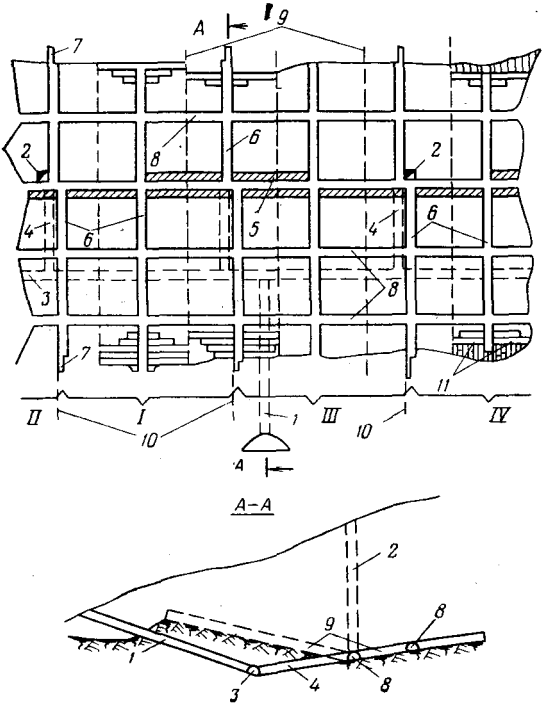


Рис. 123. Система разработки отдельными блоками:
1 — наклонный ствол; *2* — вспомогательные стволы; *3* — полевой штрек; *4* — квершлаги в коренных породах; *5*—штрек по россыпи; *6* — нарезные выработки; *7* — разведочные квершлаги по россыпи; *8* — параллельные штреки; *9* — границы отдельного блока; *10* — границы очистных работ в смежных блоках; *11* — встречные заходки; *I*, *II*, *III*, *IV* — отдельные блоки

Недостатки: пониженная производительность труда и повышенная стоимость добычи песков вследствие большого объема подготовительных и нарезных работ и трудоемкости очистных работ;

значительные затруднения для применения механизации из-за большого количества отдельных забоев;

повышенный расход крепежного леса и большая стоимость закладочных работ.

Вариант системы разработки короткими столбами с обрушением кровли отличается от предыдущего тем, что погашение столбов производится без предварительного проведения выработки посре-

дине столба и без закладки нарезных и очистных выработок. Этой системой разрабатывают россыпи с небольшим количеством валунов.

Для сохранения основного штрека околоштрековые выработки закладывают.

При значительном содержании валунов их можно использовать для закладки параллельных штреков, но в этом случае крепежный лес из них не извлекается.

Преимущества варианта системы разработки короткими столбами с обрушением кровли по сравнению с вариантом без обрушения: на 10—15% меньше объем нарезных работ за счет увеличения размеров столба; на 20% меньше расход леса в результате повторного использования крепи; на 30—40% меньше объем закладочных работ.

Недостатки: необходимость выдачи на поверхность камней и валунов, которые в другом варианте системы используются для закладочных работ; невозможность применения для разработки россыпей, содержащих плывуны, а также пластов большой мощности.

Система разработки отдельными блоками (рис. 123). Система эффективна при разработке талых россыпей, когда длина шахтных полей более 600 м. Она позволяет маневрировать фронтом работ и обеспечивать высокий уровень добычи в стадии подготовки блоков к очистной выемке.

Подготовку и разработку месторождения ведут из полевого штрека *3*, пройденного в плотике. Россыпь вскрывается вертикальной или наклонной шахтой *1* с квершлагами *4*, пройденными в плотике, и подготавливается штреком по пласту *5*. Длина блока по простиранию определяется расстоянием между квершлагами (которое обычно составляет 90—130 м). С помощью выработок *6* и параллельных штреков *8* блоки нарезают на столбы шириной 25—30 м, длиной 16,5—19,5 м. Для разведочных целей из нарезных выработок проходят по россыпи квершлаги *7*. В случае, когда длина шахтного поля более 700—800 м, спуск леса в шахту, подъем камня, проветривание производят по вспомогательному стволу *2*, пройденному на каждые 2—3 блока и служащему запасным выходом. Направление очистных работ — от бортов к основному штреку *5*. Из каждой нарезной выработки отрабатывают два столба. При устойчивой кровле работы ведут с обрушением.

В этом случае нарезные, подготовительные и очистные выработки, граничащие с соседними блоками, не обрушаются, а закладываются камнем на длину 4—6 м. В целях безопасности одновременная отработка двух смежных блоков на всю длину не допускается.

Варианты системы разработки лавами для небольших участков россыпи. Для сокращения объема горноподготовительных и нарезных работ и ускорения подготовки шахтного поля к очистной выемке на небольших участках россыпи при устойчивой кровле применяют

вариант системы разработки широкими забоями по простиранию россыпи с одновременной отработкой лав в шахматном порядке по всему фронту. Шахтное поле (рис. 124) подготавливают выработкой *1*, проводимой встречными забоями из шурфов *2*. От выработки *1* к границам шахтного поля в шахматном порядке нарезают лавы *4* длиной по 13 м. Целики *5* (шириной 13 м) извлекают обратным ходом. Запасные выходы устраивают через шурфы *3* размером 1,2 × 1,6 м, расположенные на расстоянии 25—28 м друг от друга.

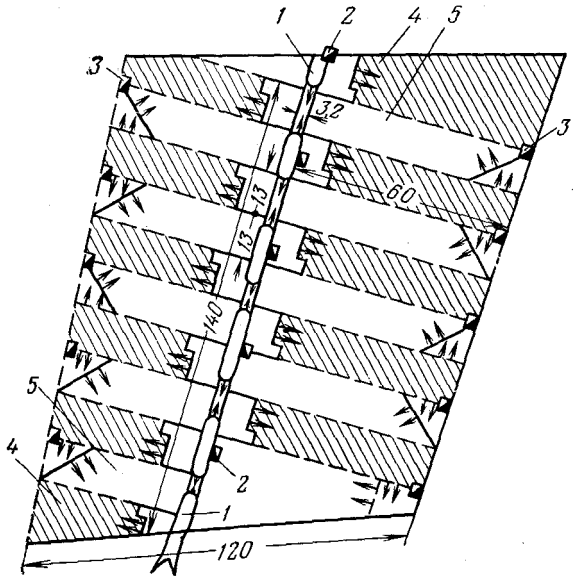


Рис. 124. Вариант системы разработки широким забоем (пояснения в тексте)

Объем горноподготовительных работ по отношению к запасам шахтного поля составляет 3—7%.

Этот вариант выгоден, если стоимость проходки вспомогательных шурфов меньше стоимости проходки поперечных нарезных выработок. Пески транспортируют с помощью скреперов.

Вариант разработки широкими забоями без крепления очистного пространства с отставанием временных целиков вдоль основных нарезных выработок (рис. 125) применяется при разработке россыпей шириной 20—30 м. Очистные работы ведут от шахтного ствола к границам шахтного поля.

Система разработки заходками. Вариант разработки смежными заходками (рис. 126) применяют на неглубоких талых россыпях шириной 30—40 м. Разработку ведут участками длиной не более 70—100 м. Для доставки используют вагонетки и ленточные конвейеры, для подъема — скипы.

После проходки шурфов *1*, штрека *2* (или открытой траншеи) россыпь разрабатывают до границ шахтного поля заходками *3* сечением 2 × 3,2 м или 2,2 × 3,25 м. Производительность труда рабочего составляет 0,3—0,5 м³/смену. При отработке россыпи без закладки

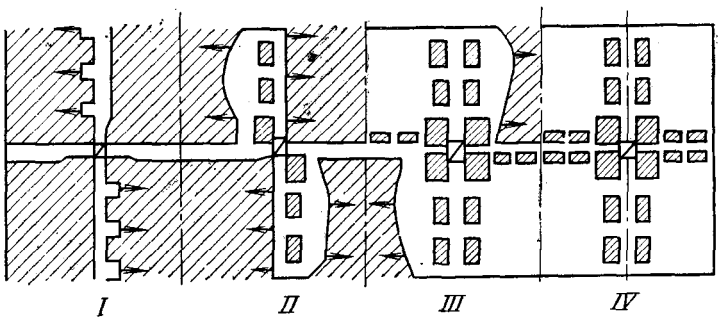


Рис. 125. Вариант системы разработки широким забоем с оставлением временных целиков (*I—IV* — стадии работы)

выработанного пространства очистные работы ведут от границ участка поперечными заходками *а*, которые крепят подхватами и реже кострами. Расход леса в первом случае 0,17—0,19 м³, во втором — 0,25—0,28 м³ на 1 м³ песков. При отработке россыпи с закладкой поперечные заходки проходят в шахматном порядке *б*. После закладки заходок *I—II* отрабатывают заходки *III—IV*. На закладочные работы расходуется 40—50% добываемого камня. Фронт подготовленных запасов используется на 10—12%.

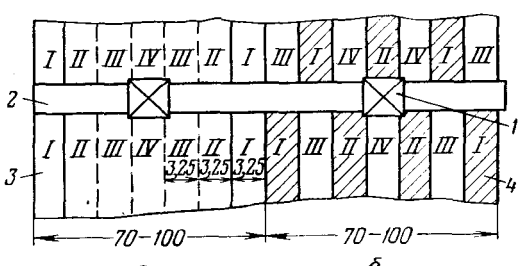


Рис. 126. Система разработки смежными заходками:

а — без закладки выработанного пространства; *б* — с закладкой выработанного пространства; *1* — шурф; *2* — штрек; *3* — заходки, не заложенные камнем; *4* — заходки, заложенные камнем

Система разработки встречными заходками (рис. 127) при отсутствии условий для обрушения кровли требует больших закладочных работ, при отсутствии камня — большого количества леса на крепление погашенных выработок (расход леса 0,20—0,22 м³ на добычу 1 м³ песков).

Выемочные блоки подготавливают проходкой главного и вспомогательного штреков и нарезных выработок. Для запасных выходов

в каждом блоке проходят ходки размером 2 × 2,5 м. Размеры блоков: ширина 50—80 м, длина 40—60 м и более. Объем горноподготовительных работ не более 10%, нарезных — 7% от общего запаса песков в шахтном поле. Очистные работы ведут встречными заходками от верхней и нижней границ в направлении к стволу.

Преимущества системы разработки россыпи смежными заходками: высокая производительность труда (до 4,04 м³ на забойщика);

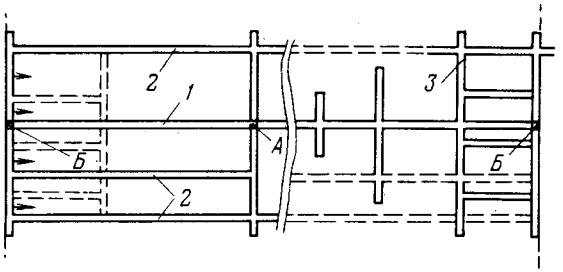


Рис. 127. Система разработки встречными заходками:

А — подъемный ствол; *Б* — вспомогательные стволы; *1* — главный штрек; *2* — параллельные штреки; *3* — нарезная выработка

небольшой объем горноподготовительных и нарезных работ; большой фронт работ; возможность применения при устойчивой кровле в различных горногеологических условиях.

Глава V

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

24. Краткие сведения о взрывчатых веществах и средствах взрывания

По условиям применения ВВ делятся на три группы: допущенные к применению только на открытых работах; допущенные к применению на подземных работах, кроме шахт, опасных по газу или пыли (табл. 154, см. стр. 404—405); допущенные к применению в шахтах, опасных по газу или пыли.

На подземных работах применяют аммиачно-селитренные, нитроглицериновые и инициирующие (первичные и вторичные инициаторы) ВВ.

В качестве средства взрывания (СВ) применяют капсюль-детонатор № 8.

По составу ВВ промышленные капсюли-детонаторы делят на гремучертутно-тетриловые и азидо-тетриловые (табл. 155).

Таблица 155

Характеристика капсюлей-детонаторов

Капсюль-детонатор	Материал гильзы	Состав			
		гремучая ртуть	азид свинца	тенерес	тетрил
Гремучертутно-тетриловый № 8Б . .	Бумага	0,5	—	—	1,0
То же, № 8М	Медь	0,5	—	—	1,0
Азидо-тетриловый № 8А	Алюминий	—	0,2	0,1	1,0
Гремучертутно-тетриловый № 8 УТМ	Медь	0,35	—	—	1,1
То же, № 8 УТБ	Бумага	0,35	—	—	1,1

Огнепроводный шнур представляет собой слабоспрессованную пороховую сердцевину, покрытую несколькими слоями льняных или хлопчатобумажных оплеток. Сквозь пороховую сердцевину проходит направляющая нить. По скорости горения огнепроводные шнуры делят на нормально (1 см/сек) и медленно (0,5 см/сек) горящие. Время горения отрезка длиной 60 см для нормально горящего шнура может колебаться в пределах 60—70 сек, для медленно горящего — 108—126 сек. В горной промышленности применяют нормально горящие шнуры (табл. 156).

Для зажигания огнепроводного шнура применяют зажигательный или тлеющий фитиль, зажигательные патрончики.

Таблица 156

Характеристика огнепроводных шнуров

Марка шнура	Шнур	Диаметр, мм	Длина шнура в бухте, м	Скорость горения, см/сек	Число оплеток	Материал наружного покрытия
ОША	Асфальтированный	4,8—5,8	10	1,0—1,2	3	Водоизолирующая опудренная мастика
ОШДА	Двойной асфальтированный	5—6	10	1,0—1,25	4	То же
ОШП	Пластикатный	5—6	10	1,0—1,25	3	Пластикатная мастика

Характеристика ВВ, предназначенных для подземных

ВВ	Состав ВВ	Расчетные характеристики				
		кислородный баланс, %	теплота взрыва (вода—пар), ккал/кг	полная идеальная работа взрыва, ккал/кг	удельный объем газов, л/кг	плотность патронов, г/см³
Аммонит № 6ЖВ	Патронированная порошкообразная смесь тротила с водоустойчивой аммиачной селитрой	−0,53	1030	850	895	1,0−1,2
Аммонит № 7ЖВ	Патронированная порошкообразная смесь тротила с водоустойчивой аммиачной селитрой и примесью древесной муки	+0,22	995	820	905	0,95−1,1
Аммонал водоустойчивый	Патронированная порошкообразная смесь тротила и алюминиевой пудры с водоустойчивой селитрой	+0,18	1180	940	845	0,95−1,1
Аммонал скальный № 3	Патронированная порошкообразная смесь тротила и алюминиевой пудры с добавкой гексогена	−0,78	1360	1060	810	1,0−1,1
Аммонит скальный № 1	Смесь тротила, аммиачной селитры, гексогена и алюминиевой пудры в прессованных патронах	−0,79	1292	1055	830	1,43−1,53
Детонит М	Патронированный аммонал, сенсибилизированный нитроэфирами	0,18	1382	1030	832	1,0−1,3
Динафталит	Порошкообразная смесь аммиачной селитры с динитронафталином	+0,3	975	790	920	1,0−1,15
Динамон АМ-10	Порошкообразная смесь водоустойчивой селитры с минеральным маслом и алюминиевой пудрой	+0,04	1285	1015	840	0,95−1,1
Граммонал А-8	Смесь гранулированной селитры с тротилом и алюминиевой пудрой	−0,24	1285	1060	860	0,85−0,90 1,0 при пневматическом заряжании
Акванит ЗЛ	Льющееся водонаполненное ВВ	−0,47	840	730	680	1,45−1,5
Зерногранулит 79/21 (горячего смешения)	Смесь гранулированной селитры с плавленым тротилом	+0,02	1030	850	895	1,45−1,5

* Первая цифра – нормативная по ТУ, вторая – фактически достигнутые значения.
** Расширение бомбы Трауцля при взрыве 10 г акванита ЗЛ с промежуточным детонато

Таблица 154

работ, кроме шахт, опасных по газу или пыли [20]

Экспериментальные характеристики							
работоспособность, см³	бризантность, мм	критический диаметр открытого заряда, мм	расстояние передачи детонации между патронами, см				скорость детонации, км/сек
			сухими		после часовой выдержки в воде на глубине 1 м		
			диаметром, мм				
			32	36	32	36	
360–380 *	14–16 *	10–13 *	5–9 *	7–12 *	3–6 *	4–10 *	3,6–4,8
350–370	13–16	11–13	4–8	5–10	2–4	3–5	3,5–4,0
400–430	16–19	12–14	4–8	6–12	3–5	4–8	4,0–4,5
450–470	18–20	8–10	7–12	8–14	5–10	6–12	4,0–4,5
450–480	22–28 прессованный	6–7	–	5–10	–	4–7	6,0–6,5
460–500	17–22	8–10	8–22	10–26	6–15	8–20	4,9–5,2
320–350	15–16	13–14	3–7	4–9	2–5	3–6	3,5–4,6
430–450	14–17	15–18	–	3–6	–	1–2 (горизонтальная проба)	3,4–4,2
420–440	8–10	30–40	–	–	–	–	3,8–4,0
470–520 **	18–20	40–45	–	–	–	–	5,0–5,5
360–380		25–35	–	–	–	–	3,5–4,2

ром–шашкой тетрила весом 5 г (расширение от 5 г тетрила можно принять равным 136 см³).

Детонирующий шнур состоит из взрывчатой сердцевины и внешней оболочки. Взрывчатая сердцевина детонирующего шнура делается из высокобризантного ВВ, обладающего большой скоростью детонации.

Диаметр детонирующего шнура около 6 мм. Сердцевина детонирующего шнура ДШ-48 состоит из тэна. Скорость детонации 7000 м/сек.

25. Параметры и технико-экономические показатели буровзрывных работ

При подземной разработке вечномерзлых россыпей основным является шпуровой метод отбойки горной массы (скважинный метод применяется только в порядке эксперимента).

Шпуровый метод обеспечивает возможность мелкого и равномерного дробления горной массы, простоту применения в любых горнотехнических условиях, возможность использования легкого бурового оборудования.

Недостатки этого метода: относительно большой объем буровых работ на 1 м^3 горной массы, значительное пылеобразование при бурении шпуров, необходимость взрывания большого числа отдельных зарядов.

Основные задачи проектирования проведения взрывных работ: выбор схемы расположения шпуров и типа ВВ, определение основных параметров буровзрывных работ (удельный расход ВВ, глубина и число шпуров), организация заряжания и взрывания, которые производятся только в соответствии с правилами безопасности.

Качество взрывных работ при проведении горных выработок оценивают по правильности оконтуривания сечений выработки, равномерности дробления породы и по значению коэффициента использования шпуров.

Оптимальная глубина шпуров в зависимости от сечения выработки, типа бурильной машины и крепости породы приведена в табл. 157.

С изменением глубины шпуров изменяется коэффициент их использования и удельный расход ВВ при прочих постоянных условиях. Глубина шпуров при размерах сечения выработки до 10 м^2 постоянна — 1,7—1,8 м. При этом обеспечивается максимальный коэффициент использования шпура и равномерное дробление горной массы. Возможно увеличение глубины шпуров до 2—2,5 м, но при этом требуется повышение производительности погрузки.

Заполнение шпуров ВВ оказывает непосредственное влияние на коэффициент их использования. Этот коэффициент при патронах диаметром 32 мм и диаметре шпуров 40 мм имеет оптимальное зна-

Таблица 157

Глубина шпуров в зависимости от сечения выработки, типа бурильной машины и крепости породы

Коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Тип бурильной машины											
	тяжелые				средние				легкие			
	Ширина горной выработки, м											
	2	2,5	3	4	2	2,5	3	4	2	2,5	3	4
20	0,6	0,8	1,0	1,0	0,6	0,7	0,7	0,7	0,5	0,5	0,5	0,5
15	0,6	0,8	1,1	1,6	0,6	0,8	1,0	1,0	0,6	0,8	1,0	1,0
10	1,0	1,3	1,6	2,1	1,0	1,3	1,5	1,5	1,0	1,2	1,2	1,2
6	1,1	1,4	1,8	2,1	1,1	1,4	1,8	2,0	1,0	1,3	1,5	2,5
3	1,5	2,0	2,5	3,0	1,5	1,9	2,3	3,0	1,5	1,9	2,3	2,5
2	1,5	2,0	2,5	3,0	1,5	1,9	2,3	3,0	1,5	1,9	2,3	2,5
1	1,5	2,0	2,5	3,0	1,5	1,9	2,3	3,0	1,5	1,9	2,3	2,5

чение (при прочих равных условиях), когда коэффициент заполнения равен 0,8.

Расположение шпуров в забое предопределяет качество взрыва, удобство и скорость бурения. Эффективность и безопасность взрывных работ зависят от вида применяемого вруба.

Врубы подразделяют на две основные группы: с наклонными шпурами и со шпурами, перпендикулярными плоскостями забоя.

В настоящее время преимущественно применяются врубы с наклонными шпурами. Наиболее эффективны врубы клиновой, пирамидальный и ножницы (рис. 128).

Углы заложения шпуров: врубовых 70—75°, нижних оконтуривающих 72—80°, верхних оконтуривающих 82—85°.

Количество шпуров на забой (по материалам ВНИИ-1): для выработки с размерами поперечного сечения 3,8—4,2 м^2 — 6—7 шпуров; 4,8—5,2 м^2 — 7—8 шпуров, 8,0—8,4 м^2 — 9—10 шпуров.

Количество шпуров на 1 м^2 площади забоя в зависимости от размеров поперечного сечения выработки и крепости породы указано в табл. 158.

Показателем эффективности шпуровой отбойки являются количество шпурометров и расход ВВ на 1 м^3 отбитой горной массы. Эти показатели зависят от физико-механических свойств породы, размеров забоя, глубины, диаметра, расположения шпуров в забое, количества плоскостей.

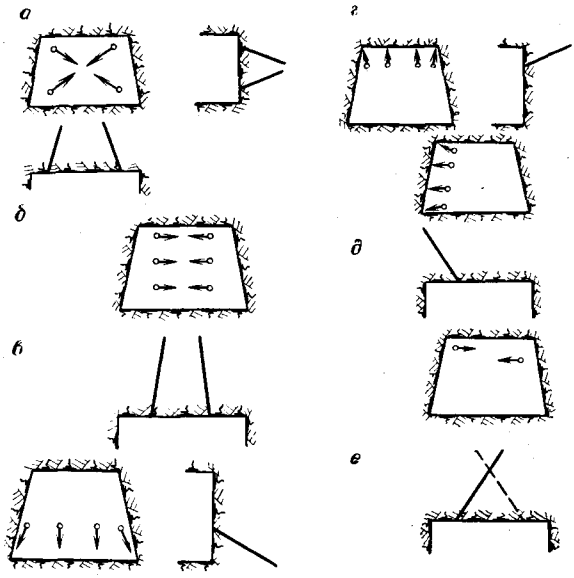


Рис. 128. Врубы с наклонными шпурами:
а — пирамидальный; *б—д*— клиновые; *е* — ножницы

Таблица 158

Количество шпуров на 1 м² площади забоя в зависимости от сечения выработки и крепости породы

Коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Сечение выработки, м²											
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	13	14
3	2,64	2,51	2,37	2,23	2,09	1,96	1,82	1,68	1,55	1,55	1,50	1,50
4	2,78	2,65	2,51	2,37	2,23	2,11	1,96	1,82	1,68	1,68	1,63	1,60
5	2,92	2,79	2,65	2,51	2,39	2,23	2,09	1,95	1,81	1,81	1,76	1,70
6	3,07	2,93	2,78	2,55	2,51	2,37	2,23	2,09	1,95	1,95	1,90	1,80
8	3,35	3,21	3,00	2,92	2,78	2,65	2,50	2,35	2,21	2,20	2,15	2,05
10	3,63	3,59	3,25	3,20	3,05	2,91	2,77	2,62	2,48	2,35	2,30	2,20
15	4,33	4,19	4,04	3,89	3,74	3,59	3,44	3,30	3,14	2,84	2,70	2,55
20	5,04	4,89	4,73	4,58	4,42	4,27	4,12	3,96	3,81	3,50	3,35	3,19

Минимальный расход ВВ, коэффициент использования шпуров, превышающий 0,85, и равномерное дробление горной массы достигаются при определенных значениях отношения линии наименьшего сопротивления (ЛНС) к диаметру шпура (табл. 159).

Таблица 159

Рекомендуемый диаметр шпуров в зависимости от высоты очистной выработки

Высота очистной выработки, м	Диаметр шпура, мм	
	Аммонит № 6 ЖВ	Детонит 10А
1,4—1,8	38	36
1,8—2,2	42	40
2,2—2,6	56	50
2,6—3,0	70	60

Исследованиями ВНИИ-1 установлено: для аммонита № 6 ЖВ $\frac{W}{D} = 25 \div 27$, для детонита 10А $\frac{W}{D} = 30 \div 35$ (W — линия наименьшего сопротивления, мм, D — диаметр шпура, мм).

Одним из основных параметров буровзрывных работ является глубина шпура. Каждой конкретной высоте очистной выработки соответствует оптимальная глубина шпуров, обеспечивающая максимальный выход горной массы с одного шпура, минимальный удельный расход ВВ и высокое качество дробления (табл. 160).

Таблица 160

Оптимальные глубины шпуров в зависимости от высоты очистной выработки и типа ВВ

Высота очистной выработки, м	Аммонит № 6 ЖВ		Детонит 10А	
	глубина шпура, м	ЛНС, м	глубина шпура, м	ЛНС, м
1,4—1,8	1,5	0,95	1,8	1,1
1,8—2,2	1,8	1,05	2,0	1,2
2,2—2,6	2,2	1,40	2,5	1,5
2,6—3,0	2,8	1,70	2,8	1,8

Установлены зависимости (ВНИИ-1): для аммонита № 6 ЖВ $\frac{H}{D} = 40 \div 42$, для детонита 10А $\frac{H}{D} = 45 \div 50$ (H — глубина шпура, мм, D — диаметр шпура, мм).

Оптимальные глубины шпуров в зависимости от высоты очистной выработки и типа ВВ.

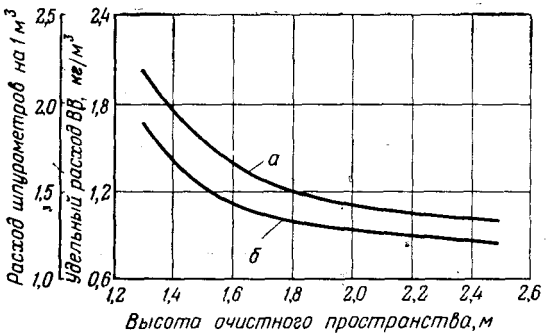


Рис. 129. Зависимость расхода бурения (*а*) и удельного расхода ВВ (*б*) от высоты очистного пространства

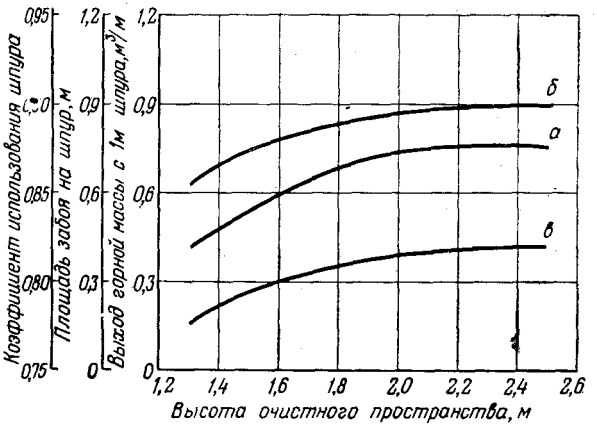


Рис. 130. Зависимость выхода горной массы с 1 м шпура (*а*), площади забоя на один шпур (*б*) и коэффициента использования шпура (*в*) от высоты очистного пространства

Расположение шпуров во взрываемом массиве находится в следующей зависимости от ЛНС:

Аммонит № 6ЖВ	Детонит 10А
$a=b(1{,}0-1{,}1)W$	$a=b(1{,}1-1{,}2)W$
$в=b(0{,}4-0{,}5)W$	$в=b(0{,}3-0{,}35)W$
$c=b(0{,}35-0{,}40)W$	$c=b(0{,}25-0{,}3)W$

где W — линия наименьшего сопротивления, м;

a — расстояние между шпурами в ряду, м;

b — расстояние между верхним рядом шпуров и кровлей забоя, м;

c — расстояние между нижним рядом шпуров и почвой забоя, м.

Угол наклона верхнего ряда шпуров к кровле 6—10°, нижних к почве 8—15°. Угол наклона в сторону отбойки 65—75°.

Коэффициент заполнения шпуров ВВ

$$K_з = \frac{l_з}{l_{шп}},$$

где $l_з$ — длина заряда, м;

$l_{шп}$ — глубина шпура, м.

Для аммонита № 6 ЖВ $K_з = 0{,}75$; для детонита 10А $K_з = 0{,}65$.

Зависимость расхода бурения на 1 м³ отбитой горной массы и удельного расхода ВВ от изменения высоты очистного пространства показана на рис. 129, зависимость выхода горной массы с 1 м шпура, площади забоя на шпур и коэффициента использования шпура — на рис. 130.

26. Паспорта буровзрывных работ (паспорта БВР)

При проведении каждой выработки обязательно составляют паспорт БВР, являющийся основным документом на все время работы в забое. Без утвержденного паспорта производство буровзрывных работ запрещается.

В паспорте указываются размеры выработки, категория крепости пород, тип и количество бурильных машин, тип коронок или резцов, расположение и количество шпуров, глубина шпуров и угол их наклона по отношению к плоскости забоя, тип ВВ и детонаторов, величина заряда на каждый шпур и на весь забой, способ взрывания, очередность взрывания, удельный расход ВВ и бурения, коэффициент использования шпуров, подвигание забоя за взрыв.

Паспорт составляется начальником буровзрывных работ и после корректировки по результатам опытных взрывов подписывается начальником вентиляции и утверждается главным инженером прииска. При изменении горнотехнических или геологических условий паспорт составляют заново. Взрывчатые материалы выдают взрывнику по письменному требованию в количестве и ассортименте, указанных в паспорте. Отступление от паспорта допускается только по письменному указанию главного инженера прииска.

При разработке вечномерзлых россыпных месторождений подземным способом разрешено, в порядке исключения, в лавах длиной до 50 м с очистным пространством высотой не менее 1,4 м, устойчивой кровле и угле падения до 20° не ограничивать число одновременно взрываемых зарядов при огневом способе взрывания. При этом взрывник во время зажигания должен двигаться навстречу свежей струе воздуха и к началу взрыва уйти в безопасное место.

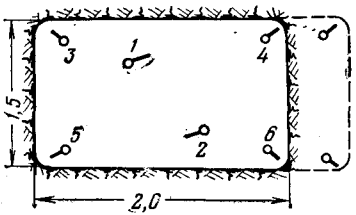


Рис. 131. Типовое расположение шпуров при проведении горизонтальной выработки (рассечки или вентиляционного штрека) ($S = 4{,}5$ м²)

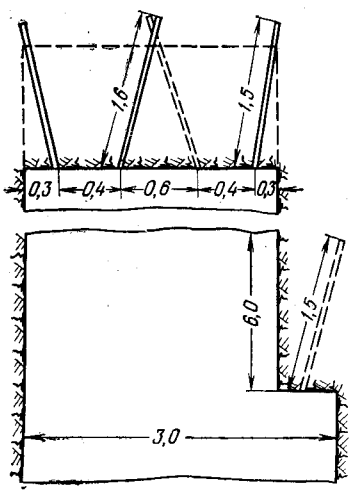
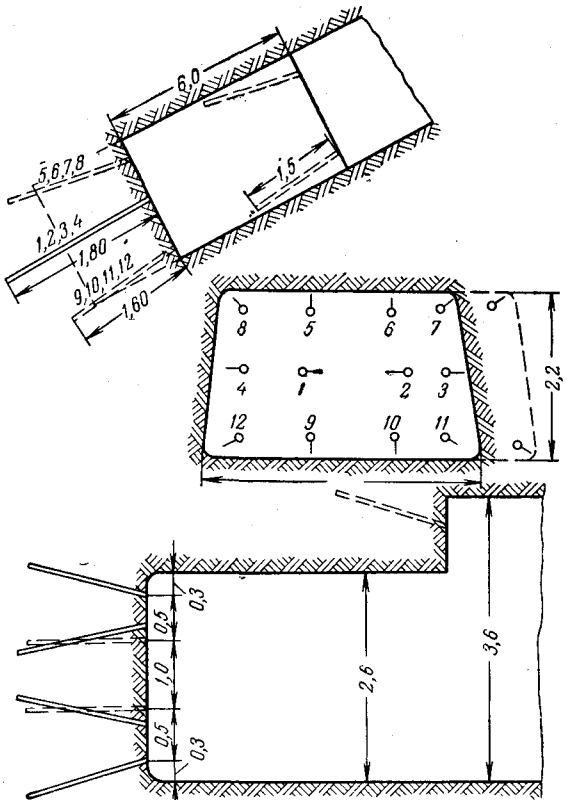


Рис. 132. Типовое расположение шпуров при проходке наклонного ствола ($S = 7{,}9$ м²)



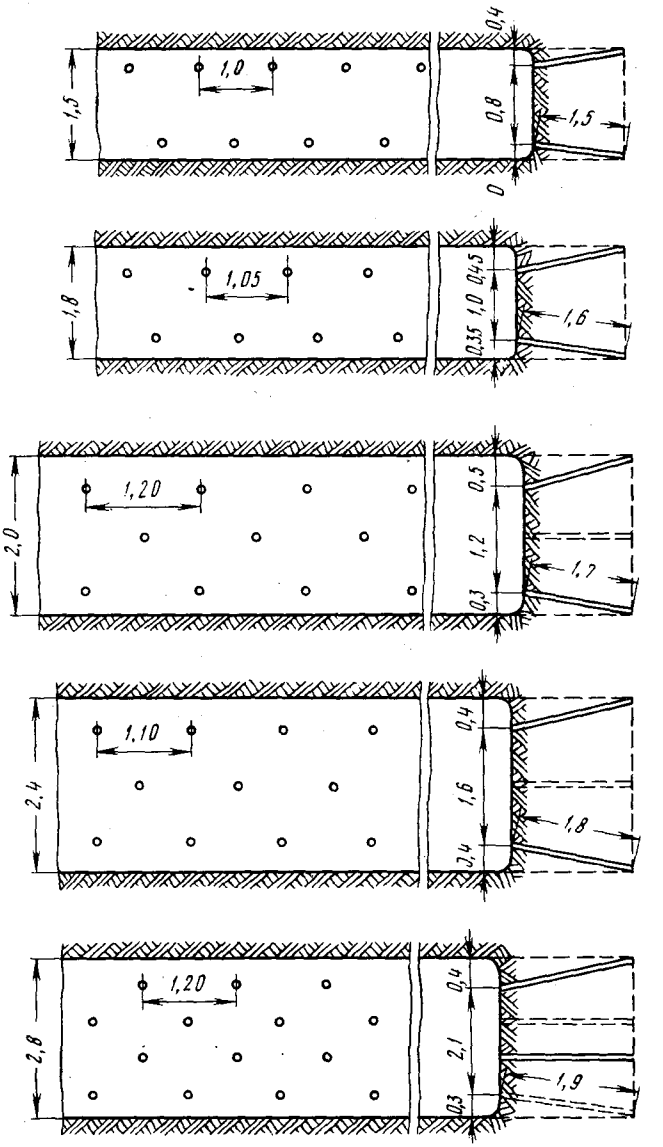


Рис. 133. Типовое расположение шпуров в очистных выработках (лавах) при различной высоте выемки

Наряду с основными показателями, в паспорте буровзрывных работ должны быть тщательно проработаны и указаны конструкции зарядов, интервалы взрываний, длина зажигательных и контрольных трубок, обеспечивающих зажигание всех шпуров и своевременный

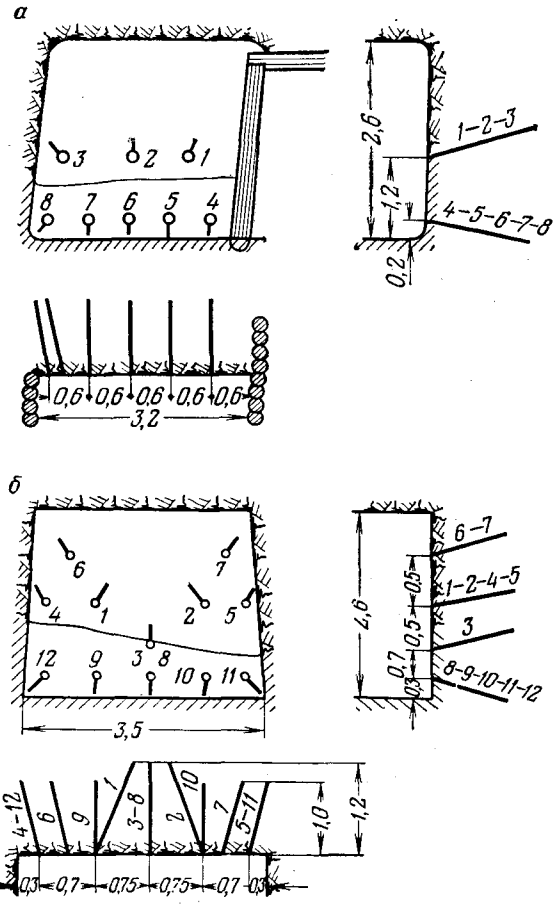


Рис. 134. Расположение шпуров при разработке талых россыпей:

а — в очистной выработке;
б — при проходке горизонтальной выработки

уход взрывников в безопасное место (если по расчетам для взрывания за один прием всех зарядов в лаве потребуется применять зажигательные трубки длиной более 4 м, то необходимо предусматривать взрывание зарядов в две очереди); место и порядок отхода взрывника и горного мастера после зажигания шпуров в лаве.

Типовые схемы расположения шпуров показаны на рис. 131—134.

27. Применение игданита в горизонтальных скважинах

При подземной разработке вечномерзлых россыпей в последнее время широко применяются простейшие ВВ — игданиты. Эти ВВ просты не только по составу компонентов, но и по технологии приготовления. Они значительно дешевле, чем любое из выпускаемых заводами взрывчатых веществ. Низкая чувствительность игданита к механическим воздействиям, тепловому и ударному импульсам позволяет механизировать взрывные работы.

Наиболее эффективно применение игданита при заряжании с помощью пневмозарядчиков: повышается плотность и объемная концентрация энергии ВВ и, как следствие, увеличивается выход породы на 1 м шпура или скважины и повышается производительность труда.

Установлена также техническая возможность отбойки песков с помощью скважинных зарядов (бурение осуществлялось агрегатом БА-100-Ш, диаметр скважины 100 мм).

Экспериментами доказано, что отбойка скважинными зарядами дает возможность снизить стоимость очистной выемки на 12% и повысить производительность труда подземного рабочего на 40%.

Основными направлениями дальнейшего повышения эффективности этого метода отбойки является применение самоходного автоматизированного бурового оборудования, уменьшение диаметра скважин и применение патронов ВВ, соответствующих диаметру скважин.

Глава VI

СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ

28. Перфораторы

Для бурения в вечномерзлых рыхлых отложениях применяют перфораторы с большим моментом вращения (табл. 161). Наиболее широко используется перфоратор ПР-30РУ, перспективна модель ПР-30РК. Перфораторы разработаны институтом ВНИИ-1 и заводом «Пневматика». Перфораторы ОМ-506, ПР-30Р и некоторые другие, ранее широко применявшиеся, сняты с производства.

Отличительная особенность перфоратора ПР-30РК — возможность его применения в комплексе как с пылеподавляющей установкой (ППУ-П-3), так и ВНИИ-71РД для сухого пылеулавливания. В этом перфораторе узлы продувки шпура и отсоса совмещены и в корпусе крана предусмотрено осевое гнездо — для крепления пылеотводного штуцера и боковое — для крепления регулятора

Таблица 161

Техническая характеристика перфораторов

Показатели	ПР-30РК	ПР-30О	ПР-30РУ	ПР-30Л	ПР-20Л (ПР-18Л)
Масса, кг	30	30	30	30	21
Длина, мм	700	690	695	690	600
Форма и размеры хвостовика, мм	∅25	∅25	Шестигранная $S=25$	Шестигранная $S=25$	Шестигранная $S=25(22)$
Расход воздуха, м³/мин:					
на работу	3,0	3,5	3,0	3,0	2,8
продувку	0—1,2	0—1,2	0—1,5	0—0,5	—
Утечки воздуха, расходуемого на продувку, через сопряжение патрон-хвостовик штанги, %	—	—	До 50	До 100	До 100
Среднее число ударов в минуту	1700	1900	1700	1700	2200
Работа удара, кгс·м	5,5—6	6—6,5	5,5—6	5,5—6	4—4,5
Крутящий момент не менее, кгс·см	150	150	150	150	120
Зона оптимальных усилий подачи, кгс:					
при бурении слабых пород	70—90	75—100	70—90	70—90	60—90
при бурении крепких пород	80—110	85—125	80—110	80—110	70—115
Общий уровень шума, дб**	113	114	113	113	—
Относительная скорость бурения, %**	100—145	110—150	100	30—100	—

* Уровень шума оценивался с помощью шумомера Ш-3М.
** Результаты отдельных промышленных испытаний.

продувки. На приисках пылеотводной штуцер заменяют фасонной резьбовой пробкой с окнами для подвода сжатого воздуха, поступающего через регулятор. При работе в рудничных условиях регулятор продувки закрывают до отказа или заменяют резьбовой пробкой.

29. Поддерживающие и подающие колонки Виброгасящие каретки

Эффективная работа мощных перфораторов (ПР-30РУ и ПР-30РК) возможна при значительных осевых усилиях, которые могут быть достигнуты только в случае применения пневматических

Таблица 162

Техническая характеристика пневматических поддерживающих и подающих колонок, которые целесообразно использовать на приисковых шахтах Северо-Востока

Показатели	Конструкция						
	ВНИИ-1, завод ГСО		Завод «Пневматика»		Завод «Коммунист»		
	П13Р	П18Р	П8	П13	П17ЛА	ППК-15	ПЩК-15Э
	Унифицированная модель УРДП		Типажная ГОСТ 10 919—64				
Ход подачи, мм	1300	1800	800	1300	800	800	800
Высота в сжатом состоянии, мм	1000	1250	1250	1700	1395	1170	1170
Высота в разжатом состоянии, мм	2300	3050	2050	3000	2195	1970	1970
Минимальное усилие осевой подачи при 5 кгс/см², кгс	175/120	175/120	160	160	140	120	175
Диаметр цилиндра, мм	67/56	67/56	62	62	60	56	67
Масса (с вилкой), кг	15	17	17	22	16,8	16,8	18,5
Отношение хода подачи к первоначальной высоте	1,3	1,44	0,65	0,76	0,57	0,68	0,68
Завод-изготовитель	Свердловский механический завод горноспасательного оборудования						

поддерживающих и подающих колонок (табл. 162).

Наиболее целесообразны реверсивные пневмоподатчики двойного раздвижения П13Р. Они позволяют бурить шпуры с одной точки опоры на глубину 2 м, с углом заложения ±12—20°, на расстоянии 0,2—1,6 м от подошвы забоя.

В шахтах с выемочной мощностью более 1,8 м следует применять пневмоподатчик П18Р.

Для смазки пневмоподдерживающих и подающих колонок следует применять универсальную низкоплавкую смазку УН, технический вазелин или жировой солидол марок Л и М.

Виброгасящие каретки КВ1 и КВС1 предназначены для защиты бурильщика от вибрации перфоратора: первая — при бурении горизонтальных или наклонных шпуров с пневмоподдержки, вторая — при бурении нисходящих шпуров вручную.

Обе каретки выпускаются заводом «Пневматика».

Техническая характеристика виброгасящих кареток

Тип каретки	КВI	КВСI
Масса, кг	4,2	5,2
Размеры, мм:		
длина	420	420
ширина	320	388
высота	94	62
Рабочая нагрузка, кгс	120	70

30. Пневматические отбойные молотки

При отбойке проб для геологического опробования применяются пневматические отбойные молотки (табл. 163).

Таблица 163

Техническая характеристика унифицированных пневматических отбойных молотков

Показатели	МО-8у	МО-9у	МО-10у
Масса, кг	8,5	9,1	10,1
Длина, мм	480	520	570
Рабочее давление сжатого воздуха, кгс/см²	5	5	5
Масса ударника, кг	0,58	0,69	0,98
Диаметр, мм	38	38	38
Ход, мм	105	125	143
Диаметр хвостовика, мм	24	24	24
Длина хвостовика, мм	70	70	70
Энергия единичного удара, кгс·м:			
при давлении сжатого воздуха 4 кгс/см²	2,6	2,8	3,5
то же, 5 кгс/см²	3,2	3,5	4,4
Число ударов в минуту:			
при давлении 4 кгс/см²	1850	1560	1220
то же, 5 кгс/см²	2000	1800	1360
Расход воздуха, м³/мин:			
при давлении 4 кгс/см²	1,2	1,2	1,05
то же, 5 кгс/см²	1,4	1,4	1,3
Мощность, л. с.:			
при давлении 4 кгс/см²	1,07	0,97	0,95
то же, 5 кгс/см²	1,42	1,40	1,33
Диаметр рукава в свету, мм	16	16	16
Размер футорки под ключ, мм	27	27	27

31. Вспомогательное оборудование

Приисковые бурозаправочные мастерские оснащены специальным оборудованием: бурозаправочными станками, кузнечными камерными печами на нефтяном (мазутном) топливе или электрическими

нагревательными печами, масляными и водяными закалочными ваннами, ящиками с теплоизоляционной средой, заточными и токарными станками, пилой Геллера или отрезным станком с ножовочной пилой 87-2А, термоэлектрическими и оптическими пирометрами, приборами контроля твердости и т. д.

Кроме того, централизованные мастерские обеспечиваются электросварочными контактными машинами МСМУ-150, МСР-100М, высокочастотными нагревательными установками и станками для упрочнения буровых штанг методом поверхностной закалки токами высокой частоты.

На бурозаправочном станке БЗС осуществляют ковку и калибровку хвостовиков штанг (буров) из шестигранной и круглой буровой стали, ковку буртов и упоров буровых штанг, конусной головки штанги, четырехперых головок буров из углеродистой стали, головок буров для последующего армирования их металлокерамическим твердым сплавом, головок на штангах под нарезку резьбы и другие операции.

В последнее время высадку буртика — упорного кольца и упоров конусной головки и головки буровой штанги под нарезку резьбы на некоторых горнорудных предприятиях производят с помощью модернизированных электросварочных контактных машин МСМУ-150 и МСР-100М.

32. Компрессоры

На разработке россыпей обычно применяют компрессоры небольшой производительности (до 20 м³/мин). Это связано с небольшими запасами песков в шахтных полях и ограниченным количеством перфораторов в одновременной работе (основные типы стационарных компрессоров отечественного производства показаны в табл. 165).

Все компрессоры стационарного типа необходимо устанавливать на бетонных фундаментах. Установка довольно мощных компрессоров на утяжеленных деревянных ряжах, которая имела место при разработке вечномерзлых россыпей, не может быть рекомендована. Более целесообразна установка на бетонном фундаменте, который затем перевозят вместе с компрессором на новое место.

При монтаже пневматических линий на шахтах, разрабатывающих вечномерзлые россыпи, особое внимание надо обращать на установку отстойников.

В весенний и осенний периоды из-за разности температур в магистралях образуется большое количество конденсата, для сбора и спуска которого служат отстойники. В зависимости от условий определяют количество отстойников — обычно один отстойник на 50—100 м магистрали.

В табл. 164 приведены характеристики передвижных компрессоров, которые находят сейчас широкое применение.

Техническая характеристика передвижных

Показатели	Марка			
	КС-5	ЗИФ-ВКС-5	ЗИФ-55	ВКС-1Д
Производительность, м³/мин	4—4,5	4,65	5	5
Рабочее давление, кгс/см² . .	6	7	7	7
Тип компрессора	Поршневой, простого действия			
Тип привода компрессора . .	Двигатель СТЗ-НАТИ	Электродвигатель 35—45 квг	Двигатель ЗИЛ-120 через двухступенчатый редуктор	Дизель КДМ-46
Тип соединительной муфты	—	—	Эластичная	—
Тип муфты сцепления	Трактора СТЗ-НАТИ	—	Автомобиля ЗИЛ-150	Трактора С-80
Тип промежуточного холодильника	Трубчатый,			
Тип ресивера	Горизо			
Емкость ресивера, м³	0,52	0,26	0,23	0,24
Количество одновременно присоединяемых шлангов	5	6	5	6
Размеры станции, мм:				
длина	3750	3455	3460	4815
ширина	1640	1880	1880	1850
высота	2200	1915	1785	2550

Таблица 164

компрессорных станций и их двигателей

станции					
ПКС-6М	КС-6	КСЭМ-6	ЗИФ-ВКС-6	ДК-9	КС-9
5	5,5	6	6	8,5—9	8,5—9
7	7	7	7	7	6
Двигатель ЗИЛ-120 с коробкой скоростей	Двигатель ЗИС-5, дизель Д-54	Электро-двигатель 40 квт	Дизель ЯАЗ-204	Дизель	КДМ-46
Эластичная	—	—	Эластичная	—	—
Автомобиля ЗИЛ-150	Трактора ДТ-54	—	Автомобиля МАЗ	Трактора С-60	
воздушного охлаждения					
нтальный сварной					
0,2	0,26	—	0,26	0,5	0,52
6	2	6	6	6	6
3850	3520	2130	3455	5035	5080
1870	1850	1030	1870	1850	2020
1960	2140	1260	1990	2550	2125

Таблица 165

Стационарные рудничные компрессоры

Показатели	В-300-2К	160В-20/8	200В-10/8	КТ-4	2СА-8
Производительность, м³/мин	40	20	10	8,7	10
Рабочее давление, кгс/см²	8	8	8	4	8
Число цилиндров первой ступени	1	4	1	1	1
Диаметр цилиндров первой ступени, мм	570	270	350	240	330
Число цилиндров второй ступени	1	2	1	—	1
Диаметр цилиндров второй ступени, мм	340	200	200	—	210
Скорость вращения коленчатого вала, об/мин	330	720	720	480	480
Ход поршней, мм	300	160	200	170	170
Расход охлаждающей воды, м³/ч	13	4	3	15	3
Расход компрессорного масла, кг/ч	0,25	0,3	0,3	—	0,045
Электродвигатель:					
тип	Синхронный или асинхронный	МАД-128-8	АМ6-117-8	—	—
мощность, квт	250	160	80	58	70
напряжение, в	6000	220/380	220/380	220/380	220/380
скорость вращения, об/мин	750	735	750	1000	1000
Размеры, мм:					
длина	3300	1715	1380	—	1545
ширина	1820	1910	962	—	1700
высота	2200	1675	1430	—	1865
Масса компрессора (без двигателя), т	9,42	2,9	1,44	2,37	2,7

33. Электровращательное бурение шпуров и шахтные сверла

В последние годы наблюдается тенденция к расширению области применения электровращательного бурения шпуров.

Электровращательное бурение по сравнению с ударно-поворотным (перфораторным) имеет ряд преимуществ:

более чем в десять раз уменьшается расход электрической энергии;

отпадает необходимость в содержании сложного пневматического хозяйства;

вышедшее из строя электросверло легко заменить другим, в то время как неисправность компрессора всегда связана с длительным простоем;

появляется возможность использовать одновременно любое необходимое число электросверл;

значительно снижается запыленность воздуха при бурении и улучшаются условия труда бурильщика.

Окончательный выбор способа бурения должен производиться на основе экономического расчета с учетом конкретных условий.

Таблица 166

Характеристика колонковых электросверл

Показатели	Электросверла с механической подачей				Электробур с гидроподачей
	односкоростные		двухскоростные		
	ЭБК-2М	ЭБК-2В	ЭБК-5	СЭК-1	ЭБ7
Мощность электродвигателя, квт	2,7	3,4	3,6/4,8	3,6/4,8	3,0
Напряжение, в	220/380	380	380	380/600	380/660
Коэффициент полезного действия	0,86	0,86	0,83/0,85	0,83/0,86	
Скорость вращения ротора двигателя, об/мин	2800	2800	1400/2900	1400/2900	2850
Скорость вращения шпинделя, об/мин:					
при выпуске с завода	205	297	102/205	152/305	155/305
при установке сменных шестерен	120, 160, 280, 305, 440	123, 169, 196, 270, 408	80/160 140/280 152/305 210/420	102/205	
Подача за один оборот шпинделя, мм:					
при выпуске с завода	1,86	1,86	1,86	1,86	—
при установке сменных шестерен	0,88; 2,88	0,88; 2,88	0,88; 2,88	0,88; 2,88	—
Скорость подачи шпинделя, мм/мин	100—1200	100—1200	52—1210	90—880	До 2000
Длина хода подачи шпинделя, мм	895	895	870	870	900
Глубина бурения, мм	2000	2500	3000	3000	
Наибольшее рабочее усилие, кгс	1200	1000	1500	1500	1600
Размеры, мм:					
длина	1580	1380	1298	1680	1245
ширина	300	390	407	422	400
высота	378	380	356	407	370
Масса электросверла, кг	120	120	110	112	110

Для бурения шпуров в породах мягких, средней и выше средней крепости применяют колонковые электросверла с двигателем мощностью 2,5—4,8 квт, работающие при значительном осевом усилии (до 1500 кгс).

На подземной разработке вечномерзлых россыпей применяют колонковые электросверла с принудительной механической подачей ЭБК-2М и ЭБК-2В, а также двухскоростные ЭБК-5 и СЭК-1.

Их конструкции и кинематические схемы аналогичны, но сверла ЭБК-5 и СЭК-1 отличает применение двухскоростного двигателя большой мощности (3,6—4,8 квт) и повышенное усилие подачи до 1500 кгс (табл. 166).

Режим работы электросверла определяется скоростью вращения шпинделя, подачей и зависит от крепости буримой породы (табл. 167).

Таблица 167

Параметры настройки электросверл в зависимости от крепости буримых пород

Категория пород по единой классификации	Скорость вращения шпинделя, об/мин	Подача шпинделя, мм		Роторная передача		Промежуточная передача		Передача для вращения шпинделя		Передача для подачи шпинделя	
		за один оборот	в минуту	z_1	z_2	z_3	z_4	z_5	z_6	z_7	z_8
Для электросверл ЭБК-2М и ЭБК-2В											
IV—VII	408	2,94 / 1,91	1200 / 780	33	36	24	57	17	45	32 / 31	74 / 75
VII—X	270	1,85	500	26	43	24	57	17	45	31	75
X—XII	196	1,83	360	26	43	19	62	17	45	31	75
XII—XIV	123	0,81	100	19	50	19	62	17	45	30	76
Для электросверл ЭБК-5 и СЭК-1											
IV—VII	420/210	2,96	1210 / 605	44	48	24	57	17	45	32	74
VII—XII	305/152	1,86	567 / 285	44	48	19	62	17	45	31	75
XII—XIV	205/102	1,86	382 / 191	35	57	19	62	17	45	31	75

Для обеспечения удаления буровой мелочи из шпура и уменьшения износа штанги диаметр резца должен быть больше диаметра штанги в 1,15—1,2 раза.

Резец РПГ-1 (рис. 135), разработанный ВНИИ-1, выдерживает 8—10 заточек.

Резцы затачивают в зависимости от категории крепости буримых пород (табл. 168).

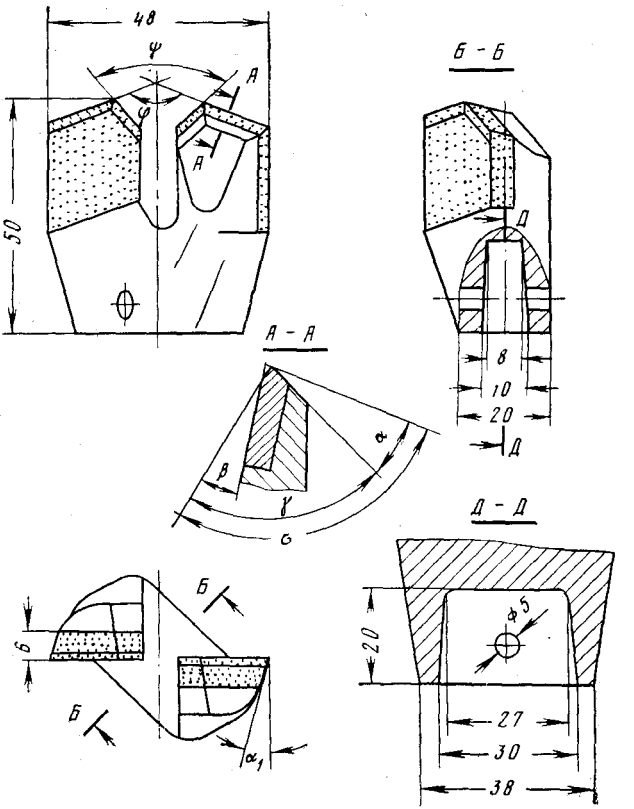


Рис. 135. Съемный резец для электровращательного бурения РПГ-1

Таблица 168

Углы заточки резца РПГ-1

Наименование угла	Обозначение угла	Углы заточки, град			
		Категория крепости пород			
		IV–VII	VII–X	X–XII	XII–XIV
Задний угол	α	20	20	18	18
Передний угол	β	0	—10	—15	—20
Угол заточки	γ	70	80	87	92
Угол резания	σ	90	100	105	110
Концевой угол	φ	138	140	145	150
Угол раствора рассечки	ψ	90	90	90	90
Угол при боковой грани пера	α_1	15	15	15	15

34. Самоходные буровые каретки

В настоящее время серийно изготовляется только установка КБС (каретка буровая самоходная), созданная во ВНИИ-1.

Буровая каретка КБС (рис. 136) предназначена для бурения шпуров в горизонтальных и слабонаклонных нарезных и очистных выработках.

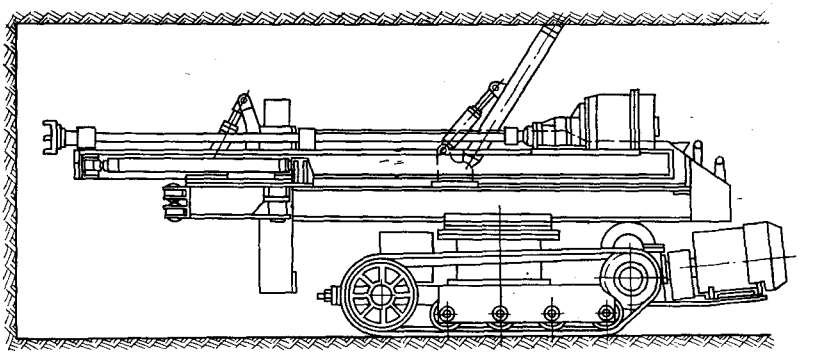


Рис. 136. Буровая каретка КБС

Каретка представляет собой самоходную установку на гусеничном ходу. Она имеет поворотную платформу с манипулятором, на котором смонтированы две бурильные машины вращательного действия (длинноходовые электросверла).

На манипуляторе каретки могут устанавливаться также вращательно-ударные или другие бурильные машины.

Длинноходовое сверло состоит из вращателя, направляющих и гидродомкрата подачи.

Управление всеми механизмами каретки осуществляется с пульта управления, расположенного на поворотной платформе. Каретку обслуживают два человека.

Техническая характеристика буровой каретки

Максимальная площадь обуриваемого забоя с одной стоянки, м²	До 6
Высота забоя, м	От 1,4 до 2,5
Скорость движения каретки, м/мин	12
Максимальный ход подачи сверла, мм	1800
Скорость вращения шпинделя, об/мин	275
Мощность двигателя электросверла, квт	35
Размеры каретки, мм:	
длина	4200
ширина	1500
высота	1100
Масса, кг	4050

Применение каретки повышает производительность труда на бурении шпуров в три-четыре раза (по сравнению с использованием колонковых электросверл). Кроме того, значительно улучшаются условия труда бурильщика и обеспечивается высокая безопасность работ.

35. Скреперные установки

Скреперные установки являются наиболее распространенным механизмом при подземной разработке вечномерзлых россыпей. Они применяются для доставки и транспортирования песков, а также уборки породы при проходке выработок и подъема песков в отвал по наклонным стволам.

Скреперные установки состоят из скреперной лебедки, канатов, блоков и скреперов.

Техническая характеристика скреперных лебедок приведена в табл. 169.

В соответствии с назначением скреперы разделяются на доставочные, проходческие и транспортные (табл. 170).

Таблица 169

Техническая характеристика скреперных лебедок

Показатели	30ЛС-2С	55ЛС-2С	75ЛС-2С	100ЛС-2С
Мощность электродвигателя, квт . . .	30	55	75	100
Тяговое усилие каната (среднее), кгс:				
рабочего	2800	4500	6300	8000
холостого	2000	3200	4500	6000
Скорость движения каната (средняя), м/сек:				
рабочего	1,20	1,32	1,32	1,32
холостого	1,65	1,80	1,82	1,82
Диаметр барабана, мм	300	360	450	450
Ширина барабана, мм	170	200	230	230
Диаметр каната, мм:				
рабочего	16,5	20,0	22,5	25,0
холостого	15,0	17,5	20,0	21,5
Канатоемкость барабана, м:				
рабочего	85	100	155	120
холостого	95	135	195	155
Размеры, мм:				
длина	1720	2100	2400	2450
ширина	885	1100	1300	1300
высота	860	1000	1250	1250
Масса лебедки с электродвигателем, кг	1200	2215	3550	3655

Таблица 170

Техническая характеристика скреперов

Наименование скрепера	Геометрическая емкость, м³	Основные размеры, мм			Угол внедрения ножа, град		Масса скрепера (не более), кг	Место использования	Тип скреперной лебедки
		длина	ширина	максимальная высота	первой секции	второй секции			
Скреперы шарнирные:									
СШЛ-1	1,0	1670	1600	550	20	—	270	Доставка песков в лавах выемочной мощностью до 1,9 м	30ЛС-2С
СШЛ-2	2,0	2000	2500	600	20	—	600		55ЛС-2С
Скреперы ящичные:									
СЯЛ-1	1,0	1450	1600	550	20	—	270	То же	30ЛС-2С
СЯЛ-2	2,0	1900	2500	600	20	—	600		55ЛС-2С
Скрепер проходческий шарнирный для горизонтальных выработок СПГ-0,6	0,6	2350	1200	390	25	30	290	Уборка породы при проведении горизонтальных выработок	30ЛС-2С
Скрепер проходческий наклонный СПН-06	0,6	2000	1400	450	20	40	350	То же	30ЛС-2
Скреперы ящичные:									
СЯ-0,75	0,75	1600	1200	510	14	—	230	Зачистка песков в лавах, транспортирование по штрекам и стволу	30ЛС-2С
СЯ-1,25	1,25	1600	1400	700	16	—	300	Транспортирование породы по штрекам и стволу шахты	30ЛС-2С
СЯ-2,5	2,5	2000	1700	950	16	—	500	То же	55ЛС-2С

Для расчета производительности скреперной установки рекомендуется формула

$$Q = \frac{3600}{\frac{L}{v_р} + \frac{L}{v_р} + t} \cdot \frac{E K_н}{K_р}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где E — емкость скрепера, м³;
$K_н$ — коэффициент наполнения, принимается 0,7;
L — расстояние скреперования, м;
$v_р$, $v_х$ — скорости рабочего и холостого ходов скрепера, м/сек;
t — время на паузы, переключения и дополнительную подгребку песков, сек (принимается 4—5 сек на один цикл);
$K_р$ — коэффициент разрыхления.

36. Электробульдозеры и ленточные конвейеры

Электробульдозеры могут применяться на доставке песков из лав и на транспортировании их по выработкам.

В последнее время созданы два типа бульдозеров (табл. 171).

Таблица 171

Техническая характеристика электрических бульдозеров

Показатели	БЭМ-I-55	БЭШ-II-75
Базовый трактор	Т-74	С-80 и С-100
Размеры, мм:		
длина	4260	5150
ширина	2470	3030
высота	1250	1650
Ширина отвала, мм	2470	3000
Высота отвала, мм	780	1100
Мощность электродвигателя, квт	55	75
Скорость движения электробульдозера, м/мин:		
рабочий ход:		
I скорость	60	37,0
II скорость		59,9
обратный ход:		
I скорость		43,6
II скорость	60	70,0
Привод кабельного барабана	Гидравлический	
Емкость кабельного барабана, м	60	70
Минимально необходимая выемочная мощность, м	1,8	2,2
Завод-изготовитель	Криворожский	Магаданский механический

Для производительной работы бульдозера взорванные пески не должны содержать крупных кусков и глыб.

Разработку навала взорванных песков в лаве электробульдозером начинают с разброса, т. е. там, где бульдозер может свободно пройти вдоль лавы. Затем углубляются в навал, постепенно подрезая его одной из сторон отвала. Чтобы бульдозер не оставлял взорванные

пески в конце лавы, необходимо иметь свободное пространство не менее 5,5—6 м. Это пространство создается путем расширения оконтуривающей выработки или использования смежной лавы.

У электробульдозера БЭМ-I-55 предусмотрено выдвижение отвала на 1 м, что обеспечивает возможность отгребать взорванные пески от стенок выработки. Но при этом резко сокращается производительность.

На транспортировании песков по штрекам электробульдозер следует применять при условии доставки их из лав тоже электробульдозерами. Длина штрека должна быть равна длине лавы или незначительно больше.

Электробульдозеры могут использоваться в комплексе с мощными скреперными установками и с ленточными конвейерами.

Ленточные конвейеры довольно широко применяются на транспортировании песков и на их выдаче по наклонным стволам (табл. 172).

Таблица 172

Техническая характеристика ленточных конвейеров

Показатели	РТУ-30 *	КЛ-150	КЛШ-500
Производительность, т/ч . .	120	150	500
Минимальная длина, м, при доставке по горизонтали под углом:			
4°	300	500	400
8°	200	—	300
12°	155	500	200
16°	120	—	160
18°	100	—	120
Скорость движения ленты, м/сек	95	300	—
Ширина ленты, мм	1,0	1,56	2,26
Мощность электродвигателя, квт	700	800	1000
Количество электродвигателей	32	20	75
Тип электродвигателя	1	2	1
Завод-изготовитель	КО32-4	КОФ21-4	МА36-42/6
	Магаданский ремонтно-механический	Александровский машиностроительный	Артемовский машиностроительный

* Конвейер РТУ-30 снят с серийного производства.

37. Подземный автотранспорт

В шахтах с большими запасами песков и объемами суточной добычи, достигающими 1000—1500 м³, возможно применение автотранспорта. Положительные результаты дало применение автосамосвалов «Татра-138». Применение автотранспорта (в дальнейшем, возможно, самоходных вагонов) даст возможность производить одним механизмом транспортирование по выработкам, подъем на поверхность и складирование в отвал.

Основным недостатком является необходимость в проведении специальных мероприятий, обеспечивающих нормальное состояние шахтной атмосферы (применение нейтрализаторов, обособленного проветривания и т. д.).

При определении производительности автосамосвала «Татра-138» необходимо предусмотреть скорость движения его в шахте и на отвале 10 км/ч, на поверхности — 20 км/ч; продолжительность погрузки 3 мин, разгрузки — 1 мин; объем перевозимых песков в плотной массе за рейс 4,1—4,3 м³.

Техническая характеристика автосамосвала «Татра-138»

	S_1	S_2
Грузоподъемность, т	12	12
Объем кузова, м³	5,2	5,4
Колея колес, мм:		
передних	1930	1930
задних	1764	1764
Наименьший дорожный просвет, мм	290	290
Максимальная скорость, км/ч	71	71
Преодолеваемый угол на низшей передаче, град	42,5	45
Размеры, мм:		
длина	7140	7425
ширина	2438	2438
высота	2585	2570
Масса снаряженного автомобиля, т	9,6	10,3

38. Механизмы подъема

Эффективность того или иного вида подъема зависит от глубины залегания россыпи, запасов песков и сменной производительности шахт.

Наиболее эффективный способ подъема необходимо выбирать путем технико-экономического сравнения вариантов. Предпочтение следует отдавать варианту, обеспечивающему наименьшую сумму эксплуатационных и строительных расходов.

Принятый способ подъема должен обеспечить:

производительность шахты на 15—20% большую, чем проектная;

минимальную стоимость подъема 1 м³ песков, с учетом эксплуатационных затрат и расходов на проведение выработок, монтаж и демонтаж подъемного оборудования;

удобное складирование песков в отвал;

бесперебойную работу шахты.

Скреперный подъем. На подъеме песков применяют скреперные лебедки 55ЛС-2С, 75ЛС-2С и 100ЛС-2С со скреперами емкостью 1,25 и 2,0 м³. Иногда на канате навешивают два скрепера (на расстоянии 0,5 м друг за другом).

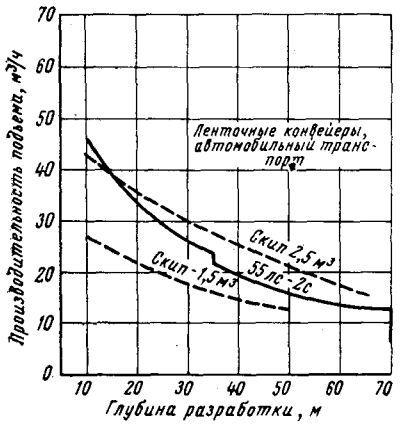


Рис. 137. Области применения различных способов подъема в зависимости от глубины разработки и необходимой производительности выдачи

Скреперную лебедку устанавливают в 40—50 м от устья ствола шахты, с таким расчетом, чтобы угол перегиба рабочего каната был минимальным. Для уменьшения угла перегиба лебедку устанавливают на подвалованную пустую породу от проходки ствола шахты.

В околоствольном дворе проходят бункерную яму длиной 5—6 м глубиной 1,5—2 м и шириной на 0,5—0,7 м больше ширины скрепера.

Скиповой подъем. Скиповой подъем песков осуществляют в скипах емкостью 1,5—2,5 м³ с боковой или лобовой разгрузкой при помощи подъемных лебедок БЛ $\frac{1200}{1000}$ У и ЛБ $\frac{800}{648}$.

Производительность скипового подъема по наклонному стволу определяется по формуле

$$N = q_c n = q_c \frac{3600}{2\frac{L}{v} + t}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где q_c — объем песков в скипе в плотной массе (с учетом коэффициента наполнения 0,9), м³;

n — число циклов подъема в час чистой работы;

$t = t_{заг} + t_{раз}$ — время, необходимое на загрузку и разгрузку скипа, сек;

$L = L_1 + L_2$ — длина подъема, складывается из длины по стволу и отвалу, м;

v — скорость движения скипа, м/сек.

Время разгрузки скипа емкостью 1,5 м³ непосредственно скрепером 20—30 сек, из бункера, оборудованного дозатором, —10—15 сек; емкостью 2,5 м³ — соответственно 30—40 и 20—25 сек. Для обеспечения производительности шахты на протяжении всего времени отработки в расчет принимают длину подъема по конусному отвалу (для средних расчетов принимают длину подъема по отвалу, в котором выложено 50% песков).

Управление лебедкой должно быть автоматизированным или дистанционным.

Ленточные конвейеры. На выдаче песков по стволам шахт применяют такие ленточные конвейеры РТУ-30, КЛ-150 и КЛШ-500 (ширина ленты от 700 до 1000 мм).

Конвейерный подъем обеспечивает максимальную производительность шахт по сравнению с другими способами подъема.

Производительность ленточного конвейера

$$Q = [576B^2 \operatorname{tg}(0{,}5\rho) + 155]\, B^2 \gamma v, \text{ т/ч},$$

где B — ширина ленты конвейера, м;
ρ — угол естественного откоса транспортируемого материала, град;
γ — насыпная масса груза, т/м³;
v — рабочая скорость движения ленты, м/сек.

Применение автосамосвалов для подъема песков может быть целесообразным при больших объемах выдачи и значительном удалении отвала песков от шахты. На рис. 137 показана область применения различных способов подъема.

Глава VII

УКЛАДКА И РАЗВАЛОВКА ОТВАЛОВ. ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ СООРУЖЕНИЯ НА ПОВЕРХНОСТИ

39. Отвалообразование

При разработке вечномерзлых россыпей промывка может производиться только в летнее время, и пески, добытые зимой подземным способом, необходимо выкладывать на поверхности в отвалы.

В общем виде способы отвалообразования, применяемые на приисках Северо-Востока СССР, указаны в табл. 173. Наиболее распространены конусные отвалы: однако в последнее время начали довольно широко применяться плоские.

Таблица 173

Характеристика отвалов различных типов

Форма отвала	Способ образования и необходимые механизмы	Примечания
Конусный	Образуется в результате работы наклонного скипового подъема. Специальных механизмов не требует	Широко распространен, наиболее выгоден для средних условий подземных работ
Плоский	1. Образуется за счет работы специальных бульдозеров, количество которых зависит от объема выдачи и расстояний транспортирования	Наиболее удобен при больших объемах суточной выдачи из шахт и установке в стволе ленточных конвейеров
	2. Получается в результате разгрузки автомобилей-самосвалов и последующей планировки при помощи бульдозеров	Применяется только в случае автомобильного транспорта песков из забоя в отвал
	3. Образуется скреперной установкой, установленной непосредственно на отвале	Применяется в единичных случаях при невысокой производительности шахты. Выгоден только при автоматизированном управлении установкой
Гребенчато-кольцевой	Образуется за счет работы консольного транспортера (стакера), наращиваемого звеньями	Целесообразен только в сочетании с конвейерами, установленными в стволе

Один из главных недостатков конусных отвалов (рис. 138, *а*) — необходимость постоянного наращивания рельсовых путей по мере увеличения объема песков в отвале. Особенно трудоемка эта работа при ручной установке деревянных ферм. В настоящее время существуют надежные конструкции выдвижных металлических головок, которые резко снижают трудоемкость наращивания. Недостатки отвалов этого типа — снижение производительности подъема по мере увеличения длины пути и необходимость преобразования конусного отвала в плоский перед началом промывки.

Плоский отвал (рис. 138, *б*, *в*) в этих отношениях значительно удобнее конусного, однако он связан с необходимостью постоянного задалживания на отвалообразовании специальных механизмов. Именно в силу более простой организации работ плоскому отвалу часто отдают предпочтение, в то время как экономический расчет показывает целесообразность конусного.

При небольших объемах выдачи (обычно в случае скипового подъема) более выгоден конусный отвал. Образование плоских

отвалов для шахт с суточной выдачей до 100—120 м³, как правило, экономически не оправдано.

В комплексе с ленточными конвейерами для выкладки песков в отвал могут применяться опорно-звеньевые консольные конвейеры, которые как бы являются продолжением конвейера, установленного в стволе.

Форма отвалов при этом получается гребенчато-кольцевая. Перед промывкой такие отвалы должны быть преобразованы в плоские. В этом отношении им присущ тот же недостаток, что и конусным.

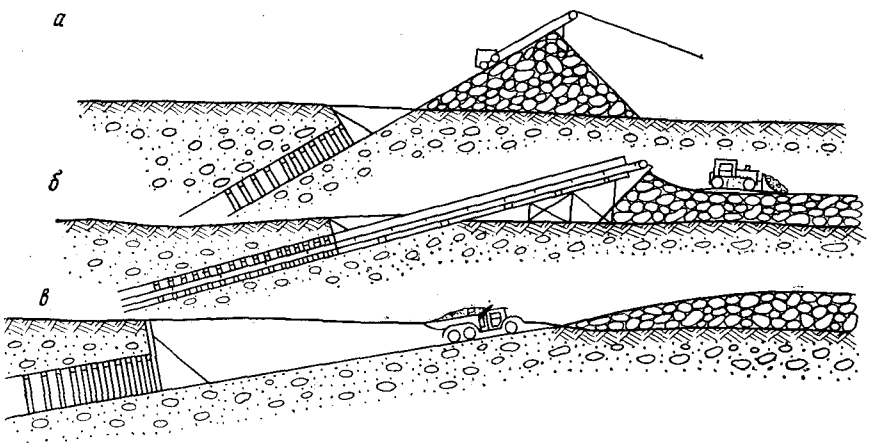


Рис. 138. Формы отвалов песков подземной добычи:
а — конусный при скиповом подъеме; *б* — плоский, образованный бульдозерами; *в* — плоский, образованный разгрузкой самосвалов

В табл. 174 указаны размеры конусных отвалов в зависимости от объема выложенных в них песков. Угол заложения отвала 30°, угол естественного откоса 40° (38—42°).

Независимо от способа отвалообразования существуют определенные правила, соблюдение которых во всех случаях облегчает в дальнейшем разработку отвала. Пески следует выкладывать на ровную поверхность. Необходимо предварительно удалить деревья, кусты и пни. Неровная поверхность вызовет серьезные затруднения при окончательной стадии работ — зачистке подотвальной площади и приведет к дополнительному разубоживанию.

На заболоченную поверхность пески выкладывать нельзя. Следует предварительно осушить такую поверхность или ждать, пока она промерзнет и покроется снегом. Вообще целесообразно выкладку отвала производить на снеговой покров, который, уплотняясь под тяжестью отвала, создает благоприятные условия для зачистки.

Таблица 174

Основные размеры конусных отвалов

Объем песков в отвале (в плотной массе), тыс. м	Параметры конусного отвала			
	Высота (H), м	Радиус основания (R), м	Длина основания (L_o), м	Наклонная длина ($L_н$), м
2	12,4	14,5	36,0	25
5	16,8	20,0	49,0	33,6
10	21,2	25,2	61,8	42
15	24,2	28,8	70,8	48
20	26,6	31,6	77,6	53
25	28,7	34,2	83,9	57
30	30,5	36,4	89,4	61
40	33,6	40,0	98,2	67
50	36,1	43,0	105,6	72
60	38,4	45,7	112,2	77

Разваловка конусных отвалов. Перед промывкой конусный отвал предварительно следует превратить в плоский — произвести так называемую разваловку.

С наступлением теплых дней пески в отвале начинают смерзаться. Поэтому разваловка конусных отвалов должна производиться не позже начала мая. Известны случаи, когда пески в отвалах настолько смерзались, что перед разваловкой их приходилось рыхлить с помощью взрывных работ.

Конусные отвалы разваловывают бульдозером, который поднимается на отвал со стороны ствола шахты, после того как сняты рельсовые пути. Эта работа требует высокой квалификации бульдозериста. Для подъема на вершину отвала высотой 20 м бульдозеристу (в зависимости от его опытности) может потребоваться от сорока минут до нескольких часов. Для экономических расчетов иногда приходится учитывать время заезда на отвал, которое в нормативных справочниках отсутствует. Можно считать, что за один час бульдозер проходит 25—30 м по наклонной длине отвала.

Объем разваловки всегда больше объема разваловываемой части отвала, так как по мере уменьшения высоты отвала часть песков приходится перемещать вторично. На практике для расчетов объем разваловки обычно принимают в размере 30% от объема отвала. Как видно из табл. 175, это не всегда соответствует действительности.

Конечная высота (т. е. высота плоского развалованного отвала) определяется исходя из необходимости создания нормальных условий для работы бульдозера на промывке и промывочного прибора. Во избежание увеличения затрат на разваловку всегда желательно,

Таблица 175

Объемы разваловки

Объем отвала, тыс. м³		Объем разваловки, % к объему отвала			
		Конечная высота отвала, м			
в плотной массе	с учетом рыхления	10	8	6	4
5	6,75	—	—	29,4	55,5
10,0	13,5	15,4	27,5	46,0	74,5
15,0	20,2	21,2	34,8	54.5	84,0
20,0	27,0	27,7	42,6	63,5	94,0
25,0	33,7	31,6	46,9	68,1	98,8
30,0	40,5	36,0	51,7	73,3	104,5
40,0	54,0	40,7	57,0	79,0	110,0
50,0	67,5	47,0	64,0	86,4	118,0
60,0	81,0	52,6	69,8	93,0	125,0

чтобы высота плоского (развалованного) отвала была максимальной. Но, с другой стороны,площадь отвала поверху должна обеспечивать заданную производительность промывочного прибора. В летнее время пески в отвале оттаивают со средней скоростью 16—18 см/сутки.

Форма отвала в плане после его разваловки чаще всего приближается к кругу. Нельзя при разваловке вытягивать отвал в одном направлении, придавая ему форму клина, — это увеличит трудоемкость разваловки и промывки.

40. Горнотехнические сооружения на поверхности (при разработке вечномерзлых россыпей).

На поверхности шахт располагается комплекс необходимых для технологического процесса горнотехнических сооружений:

тепляк для обогрева рабочих в зимний период;

промывалки — помещения для обработки эксплуатационных проб;

помещения компрессорных станций (компрессорные);

помещения подъемных машин (лебедочные);

подстанции и распределительные устройства;

линии электропередач.

Особенностью этих объектов, располагаемых вблизи шахтного поля, является малая продолжительность эксплуатации на одном месте.

В связи с этим сооружения должны выполняться в виде сборно-разборных конструкций или передвижными — на тракторных санях.

Помещение для отдыха, приема пищи и обогрева рабочих — тепляк может служить для одной шахты либо для группы близко расположенных.

В помещении предусмотрены раздевалка, помещение для приема пищи и отдыха рабочих. Помещение рассчитывается на одновременное пребывание 15 человек. Тепляк строят на фундаменте сборно-разборной конструкции либо передвижного типа на тракторных санях.

Лебедочные помещения. В лебедочном помещении размещается подъемная лебедка, которая служит для транспортирования песков и груза по наклонному или вертикальному стволу и размещения песков в конусные отвалы.

При строительстве лебедочных помещений особое внимание обращается на расположение ее по оси выработки, в противном случае при работе подъемной лебедки неизбежна деформация ферм, установленных на головке отвала или копра.

Расстояние от лебедочного помещения до устья ствола определяется с учетом конечной длины отвала

$$L = L_0 + l,$$

где L_0 — длина основания отвала, м (определяется в зависимости от запаса песков в шахтном поле);

l — расстояние от кромки отвала до лебедочного помещения, м (должно приниматься исходя из условия, чтобы скатывающиеся с отвала куски мерзлых пород не повредили лебедочного помещения, минимальное значение $l = 10{,}0$ м).

При выборе места расположения лебедки вертикального подъема необходимо, чтобы угол наклона каната к горизонтальной плоскости был не менее 33°.

Малый угол наклона каната может привести к поломке копра.

Помещение лебедочной сборно-разборной конструкции монтируется на тракторных санях.

С учетом потребности в сжатом воздухе компрессорные помещения строят на один компрессор и более.

Размеры и ориентировочная стоимость помещений компрессорных установок даны в табл. 176.

Таблица 176

Параметры и ориентировочная стоимость помещений компрессорных станций

Показатели	Станция	
	на один компрессор	на два компрессора
Полезная площадь, м²	20	30
	6,2×3,8 м	6,2×5 м
Стоимость, тыс. руб.	58,0	88,2

Компрессорную станцию, если она обслуживает одну шахту, следует располатать, как можно ближе к месту ввода магистрали в выработки.

Глава VIII

БОРЬБА С ПЫЛЬЮ В УСЛОВИЯХ ОТРИЦАТЕЛЬНЫХ ТЕМПЕРАТУР

41. Общие сведения

Подземная разработка вечномерзлых россыпей силикозоопасна, что обусловлено высоким содержанием в породах свободной двуокиси кремния (от 24,3 до 52,75%) и запыленностью шахтного воздуха выше предельно допустимых концентраций (табл. 177).

Таблица 177

Запыленность шахтного воздуха в подземных горных выработках на приисках Северо-Востока СССР (при отсутствии средств борьбы с пылью)

Операция	Запыленность воздуха, мг/м³		
	минимальная	максимальная	средняя
Доставка песков скреперами	1,0	17,85	8,2
Скиповой подъем	1,3	14,3	4,1
Перегрузка песков на конвейерах	8,75	14,9	11,1
Зачистка плотика	2,5	24,5	11,75
Бурение шпуров:			
перфораторами	14,12	525	286,5
электросверлами	8,75	14,9	11,1

Общее количество пыли, попадающей в шахтный воздух, по источникам ее образования (без применения средств пылеподавления) ориентировочно может быть разделено следующим образом: от бурения — 50%, от взрывных работ — 40%, от прочих процессов — 10%.

Запыленность шахтного воздуха при бурении шпуров зависит от способа бурения, физико-механических свойств, минерального состава пород и от дисперсного состава пыли, образующейся в шпуре.

При бурении шпуров одним перфоратором за смену образуется 66—100 кг пыли; из них 3—6 кг приходится на пыль с частицами размером менее 30 мк.

Основным источником пылеобразования при взрывных работах является пыль, ранее осевшая на стенки выработок, которая вторично поднимается во взвешенное состояние взрывной волной.

Источником запыления шахтной атмосферы является также пыль, образующаяся при выдаче и выкладке песков в отвал, в результате чего запыленность воздуха во входящей струе (в стволе шахты) может достигать 15—20 мг/м^3.

На относительный выход тонкодисперсных фракций пыли при бурении шпуров оказывают влияние:

крепость буримых пород; так, при бурении коренных пород пыли мелких фракций ($<0{,}25$ мм) образуется в 5—8 раз больше, чем при бурении рыхлых отложений;

интенсивность очистки забоя шпура от буровой мелочи; если очистка недостаточна, то переизмельчается штыб, что ведет к повышению количества тонкодисперсной пыли;

давление сжатого воздуха — чем оно выше, чем больше работа удара и тем эффективнее осуществляется скалывание породы на забое шпура, что понижает выход тонкодисперсных фракций;

степень затупления лезвия буровой коронки; относительный выход тонкодисперсных фракций возрастает в 2—5 раз при работе затупленной коронкой.

На общую запыленность шахтной атмосферы большое влияние оказывает влажность воздуха в выработке. Поэтому, при прочих равных условиях, запыленность воздуха в летний период меньше, чем в зимний.

42. Средства борьбы с пылью при бурении шпуров

Снижение запыленности при перфораторном бурении шпуров может быть достигнуто подавлением пыли водой, сухим пылеулавливанием, подавлением пыли диспергированным раствором, интенсивным проветриванием рабочего забоя.

Однако в условиях разработки вечномерзлых россыпей бурение с промывкой технически трудно осуществимо и нерационально.

При небольшой влажности (льдистости) пород (3—5%) можно применять сухое улавливание пыли.

ВНИИ-1 создана установка с отсосом пыли от устья шпура. Образующаяся пыль выдувается сжатым воздухом из забоя шпура и отсасывается от его устья вакуумной установкой через пылеприемный колпак. Пыль по пылепроводам поступает в фильтры.

При правильно подобранном режиме работы установки запыленность воздуха в забое снижается до 5—7 мг/м^3.

Недостатки установки: громоздкость, неудобства забуривания шпура и забивание пылепроводящих шлангов при бурении влажных пород.

Для бурения пород с влажностью более 3—5% ВНИИ-1 в 1967 г. создана пылеподавляющая установка ППУ-II-3. Принцип ее действия заключается в увлажнении пыли диспергированным раствором непосредственно на забое шпура.

Установку ППУ-II-3 применяют в комплекте с перфораторами ПР-30РУ, ПР-30К, ПР-30РШ и буровым инструментом, обеспечивающим интенсивную продувку шпура (штанги с диаметром канала не менее 9 мм и крестовые буровые коронки).

В качестве смачивающей жидкости рекомендуется водный раствор хлористого натрия или хлористого кальция (табл. 178), в который добавляют реагенты, понижающие поверхностное натяжение.

Таблица 178

Количество соли на 1 л воды в зависимости от температуры шахтного воздуха

Температура шахтного воздуха, °С	Хлористый натрий		Хлористый кальций	
	количество соли на 1 л воды, г	плотность раствора при 15 °С, г/см³	количество соли на 1 л воды, г	плотность раствора при 15 °С, г/см³
—5	84	1,05	100	1,08
—10	160	1,10	170	1,13
—15	230	1,14	226	1,17
—20	290	1,17	271	1,19
—25	—	—	310	1,22
—30	—	—	340	1,24
—35	—	—	360	1,25
—40	—	—	380	1,26
—45	—	—	400	1,27
—50	—	—	415	1,28

Пылеподавление при бурении шпуров электросверлами осуществляют с помощью воды, в условиях, когда породы имеют положительную температуру. Промывка может осуществляться с помощью осевого и бокового подвода воды.

При бурении шпуров в условиях отрицательных температур шахтного воздуха и пород можно применять установку сухого улавливания пыли. Во ВНИИ-1 разработаны две схемы: индивидуальная — с транспортировкой пыли на расстояние до 20 м и централизованная — с транспортировкой пыли на расстояние до 100 м.

Применение перечисленных мер борьбы с пылью при бурении шпуров не обеспечивает снижения запыленности шахтного воздуха до санитарных норм. При перфораторном бурении запыленность повышается за счет срыва ранее осевшей на стенках выработки пыли воз-

духом, выходящим из перфоратора. Поэтому в комплексе мероприятий по борьбе с пылью при бурении шпуров необходимо предусматривать эффективное проветривание. Скорость движения воздуха на рабочих местах должна быть 0,3—0,5 м/сек [30].

43. Пылевой контроль

Основным методом определения запыленности воздуха является весовой [27].

Главной государственной санитарной инспекцией СССР установлены следующие величины предельно допустимых концентраций (ПДК) пыли в воздухе промышленных предприятий (мг/м³):

Пыль, содержащая более 70% свободной SiO_2 в ее кристаллической модификации (кварц, кристабалит, тридимит, конденсат)	1,0
Пыль, содержащая от 10 до 70% свободной SiO_2	2,0
Пыль других силикатов (тальк, оливин и др.), содержащая меньше 10% свободной SiO_2	4,0
Пыль угольная и угольно-породная, содержащая более 10% свободной SiO_2	2,0
Пыль угольная, содержащая до 10% свободной SiO_2	4,0
Пыль угольная, не содержащая свободной SiO_2	10,0

Согласно действующим правилам безопасности [4] во всех местах пылеобразования необходимо набирать пробы воздуха для анализа на запыленность в следующие сроки: в силикозоопасных забоях — не реже двух раз в квартал, в других забоях и местах пылеобразования — один раз в квартал (в силикозоопасных очистных забоях — один раз в месяц).

Основными приборами контроля запыленности воздуха являются аспираторы, электропреципитаторы, приборы «струйного» типа, термопреципитаторы и ультрамикроскопы.

В 1968 г. во ВНИИ-1 разработан радиоизотопный прибор ПРИЗ, позволяющий производить экспресс-замер запыленности воздуха с получением данных о количестве (весовом) пыли непосредственно на шкале прибора в месте отбора пробы.

Пылемер основан на принципе поглощения радиоактивного бета-излучения слоем пыли, осажденным на специальном фильтре с помощью портативной воздуходувки.

В приборе использован стабильный бета-источник углерод-14, половинный слой поглощения которого 0,0026 г/см². Период полураспада C^{14} — 5760 лет.

44. Средства защиты от пыли

В связи с трудностью полного устранения пылеобразования необходимо применение индивидуальных средств защиты от пыли. Эти средства могут быть в виде противопыльных фильтрующих респираторов и шланговых аппаратов (шлемы-респираторы).

Респираторы являются вспомогательным средством борьбы с пневмокониозами. Их надо применять в комплексе с пылеулавливанием.

По результатам исследований и сравнительных испытаний (ВНИИ-1) выявлены наиболее пригодные для условий подземных работ на приисках респираторы:

бесклапанный противопыльный респиратор «Лепесток-5», пылезащитный стационарный аппарат ППС-I (ВНИИ-1), противопыльный ранцевый (переносной) аппарат ППР-П ВНИИ-1.

Для россыпных шахт начальная запыленность воздуха имеет особое значение. Для этой цели наиболее отвечают воздухоочистительные установки с тканевыми бескаркасными фильтрами ВНИИ-1. Установки обеспечивают высокую эффективность улавливания пыли (0,98—0,99 при работе фильтров в стабильном режиме фильтрации) в широком диапазоне начальной запыленности воздуха (1,7—20 мг/м^3) и удельной воздушной нагрузке на фильтрующую поверхность до 330 м^3/ч на 1 м^2.

Для очистки вентиляционных потоков в выработках крупных круглогодичных шахт в отдельных случаях возможно применение сухих ионизационных электрофильтров ИЭФ-2 ИГД им. А. А. Скочинского, а при разработке талых россыпей — электрофильтров ЭПМ-55 института ВНИИЦветмет.

Глава IX

ПРОВЕТРИВАНИЕ ВЫРАБОТОК

45. Проветривание за счет общешахтной депрессии

Этот способ применим при небольшой протяженности глухих выработок, когда затраты на установку перегородок и дополнительный расход мощности главного вентилятора меньше расходов на организацию частичного проветривания или когда депрессия естественной тяги достаточна для того, чтобы обеспечить подвод необходимого количества воздуха к забою. Для разделения свежей и отработанной струй в выработке устанавливают продольные достаточно воздухонепроницаемые брезентовые или деревянные перемычки или вентиляционные трубы.

46. Проветривание при помощи вентиляторов

Различают три способа проветривания глухих выработок: нагнетательный, всасывающий и комбинированный (нагнетательно-всасывающий).

Нагнетательный способ (рис. 139, *а*). Основные достоинства его: простота эксплуатации вентилятора, интенсивность проветри-

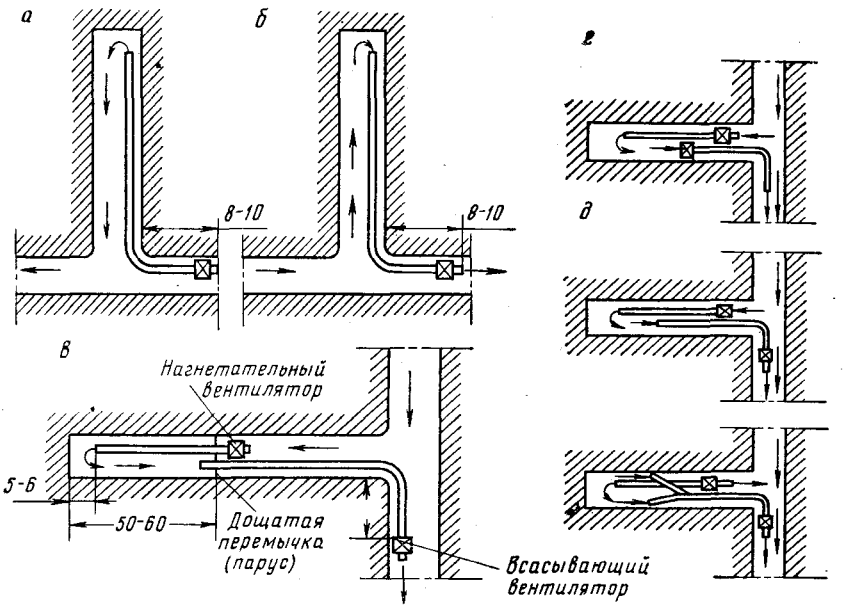


Рис. 139. Схемы проветривания глухих забоев при помощи вентиляторов и труб:
а — нагнетательная; *б* — всасывающая; *в*, *г*, *д*, *е* — комбинированные

вания и наличие чистого свежего воздуха на рабочем месте. Недостаток состоит в том, что загрязненный газами взрывчатых веществ и пылью воздух проходит по всей длине выработки.

Количество воздуха, необходимого для проветривания глухой выработки после взрывных работ,

$$Q_{н} = \frac{1{,}6}{t}\sqrt{\frac{ABSL}{nl_{з.\,о}}},\ м^3/мин,$$

где A — расход взрывчатого вещества за одно взрывание, кг;

B — количество условной окиси углерода при взрывании 1 кг ВВ, л/кг;

S — площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2;
L — длина глухой выработки, м;
t — время проветривания глухой выработки после взрывных работ, мин;
n — максимально допустимая концентрация условной окиси углерода на всей длине выработки к моменту допуска рабочих в забой, равная 0,008% по объему;
$l_{з.о}$ — длина зоны отброса газов ВВ;

$$l_{з.о} = 15 + \frac{A}{5}, \text{ м.}$$

Производительность нагнетательного вентилятора

$$Q_в = PQ_н, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где P — коэффициент потерь воздуха через вентиляционные трубы, зависящий от типа вентиляционных труб $\left(P = \frac{Q_в}{Q_н}\right)$.

Всасывающий способ (рис. 139, *б*) целесообразно применять при проведении одиночных глухих выработок большой протяженности, при больших расходах ВВ и скоростных методах проходки. Основным достоинством способа является то, что по выработке все время поступает свежий воздух, а загазированный и запыленный воздух по трубам выдается непосредственно в общую исходящую струю. К недостаткам следует отнести менее эффективное проветривание забоя выработки.

Количество воздуха, подводимого в глухой забой после взрывных работ,

$$Q_{вс} = 0{,}6\frac{V_{з.о}}{t}\sqrt{\frac{n_0}{n}}, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где $V_{з.о}$ — объем зоны отброса газов в момент взрыва, м^3, определяемый по формуле

$$V_{з.о} = Sl_{з.о} = S\left(15 + \frac{A}{5}\right),$$

где n_0 — начальная концентрация условной окиси углерода в зоне отброса газов, % по объему, подсчитываемая по формуле

$$n_0 = \frac{AB}{10V_{з.о}}.$$

Производительность всасывающего вентилятора

$$Q_в = PQ_{вс}, \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Комбинированный способ (рис. 139, *в*, *г*, *д*, *е*) применяют в случае проветривания глухих выработок большой длины, большого

расхода ВВ и скоростных способов проходки. При этом задача сводится к проветриванию лишь части выработки, прилегающей к призабойному пространству, которая может быть открыта (рис. 139, *г*, *д*, *е*) или изолирована от основной глухой выработки перемычкой с дверью или парусом (рис. 139, *в*).

Предельное расстояние перемычки от груди забоя 60—70 м. Нагнетательный став собирается из прорезиненных труб, а всасывающий — из металлических или из пластмассовых. Производительность всасывающего вентилятора всегда должна быть на 15—20% больше производительности нагнетательного, если в выработке установлена перемычка, и на 30% — без нее.

Комбинированный способ сочетает достоинства нагнетательного и всасывающего способов. Недостатком является наличие двух вентиляторов и больший расход электроэнергии.

Количество воздуха, нагнетаемого в заперемычennую зону (призабойное пространство) глухой выработки,

$$Q_к = 0{,}5\,\frac{V_{з.з}}{t}\sqrt{\frac{n_0}{n}},\ м^3/мин,$$

где $V_{з.з}$ — объем заперемычennой зоны или призабойного пространства от груди забоя до всасывающего вентилятора (воздуховода), м³;

n_0 — начальная концентрация условной окиси углерода в заперемычennой зоне (призабойном пространстве), % по объему,

$$n_0 = \frac{AB}{10V_{з.з}},\ \%.$$

Производительность нагнетательного вентилятора

$$Q_{в.н} = PQ_к,$$

где P — коэффициент потерь воздуха через вентиляционные трубы.

Производительность всасывающего вентилятора

$$Q_{в.в} = P'Q_к\,(1{,}15 \div 1{,}30),$$

где P' — коэффициент потерь воздуха через воздуховод.

47. Проветривание при помощи эжекторов и через скважины

Проветривание при помощи эжектора основано на использовании энергии сжатого воздуха для эжектирования дополнительного воздуха из атмосферы в вентиляционную сеть.

Типовой эжектор состоит из сопла (собственно эжектора) и двойного раструба-кожуха, служащего для установки сопла и присоединения к вентиляционным трубам.

Тип эжектора с точечным соплом выбирают по диаграммам проф. И. М. Печука.

Проветривание глухих выработок через скважины, пробуренные с поверхности, при соответствующих горнотехнических условиях может оказаться эффективнее других способов.

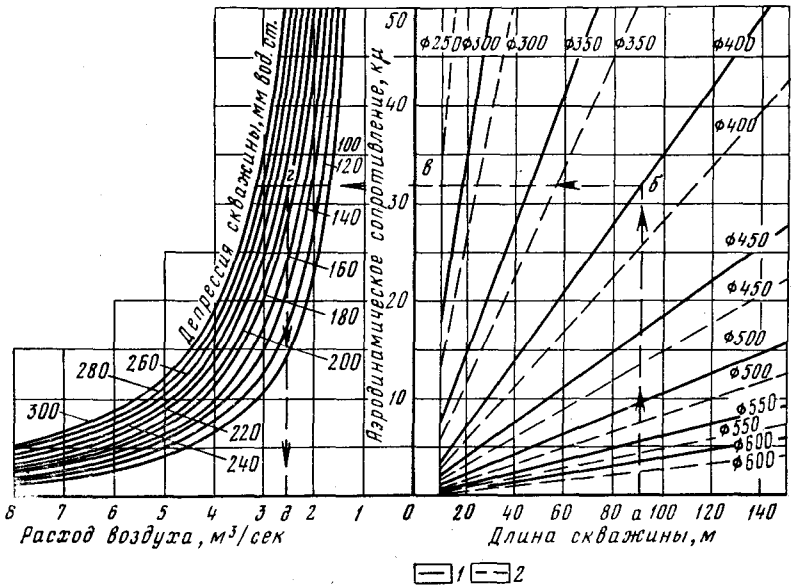


Рис. 140. Номограмма для определения пропускной способности скважин

К достоинствам способа относится отсутствие утечек воздуха, удаление газов и пыли из забоя выработок непосредственно в атмосферу, возможность использования для целей проветривания разведочных скважин, простота и скорость их проведения.

Проветривание глухих выработок через скважины возможно осуществлять по всасывающей, нагнетательно-всасывающей и нагнетательной схемам. Наибольшими преимуществами обладает всасывающий способ.

Проветривание через скважины осуществляется вентиляторами, установленными в устьях скважин и соединенными с ними плавными переходами из труб.

Пропускная способность скважин, пробуренных в коренных породах, в зависимости от типа вентилятора может быть определена по номограмме (рис. 140).

На практике иногда прибегают к замене одной скважины двумя меньшего диаметра без учета их эквивалентных аэродинамических сопротивлений. Это приводит к просчетам в определении пропускной способности скважин и нарушению технологической схемы проветривания.

Необходимое число скважин меньшего диаметра, которыми можно заменить одну скважину большого диаметра при одинаковой их длине, показано на рис. 141. По оси абсцисс отложены диаметры заменяемых скважин, по оси ординат — количество эквивалентных скважин меньшего диаметра.

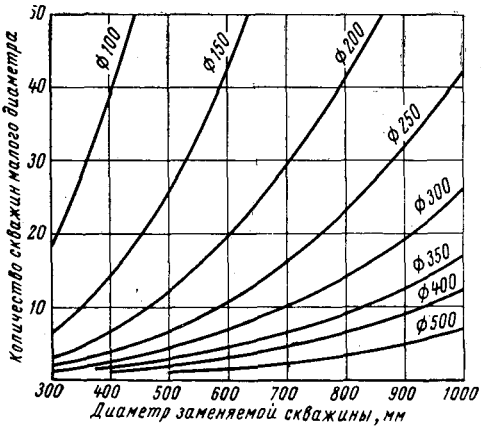


Рис. 141. График для определения количества скважин, заменяющих скважину большого диаметра

48. Технические средства для проветривания глухих выработок

В последние годы находят все более широкое применение вентиляционные трубы из негорючих полимерных материалов. Эти трубы изготовляются двух типов — ТНП и ТНР. Первый тип — гибкие негорючие вентиляционные трубы из хлопчатобумажной ткани «чефер» с противогнилостной пропиткой и двусторонним покрытием полихлорвинилом. Второй тип (ТНР) — трубы из капроновой ткани с односторонним покрытием негорючей резиной. Оба типа труб выпускаются диаметром 212, 300, 400, 500 и 600 мм с отдельными звеньями длиной 20, 10 и 5 м. Трубы из полимерных материалов выдерживают давление до 1000 кгс/м^2, огнестойки, не гниют, имеют меньший (по сравнению с прорезиненными трубами типа М) вес и аэродинамическое сопротивление.

Срок службы труб из полимерных материалов примерно в 2 раза больше, чем труб типа М, и составляет 16 месяцев при эксплуатации в сырых выработках, но не более 28 месяцев (включая в этот срок и время складского хранения) со дня их отгрузки заводом-изготовителем.

Характеристика вентиляционного трубопровода и выбор вентилятора. Депрессию прорезиненного или металлического трубопровода подсчитывают по формуле

$$h = h_{ст} + h_q = RQ_в^2 + \frac{v^2\gamma}{2g}, \text{ кгс/м}^2,$$

где $h_{ст}$ — статическая депрессия, теряемая в трубопроводе на преодоление сопротивления трения, кгс/м^2;

h_q — динамическая депрессия, теряемая на выходе воздуха из трубопровода, кгс/м^2;

$Q_в$ — количество воздуха в начале трубопровода, м^3/сек;

v — средняя скорость движения воздуха при выходе из трубопровода, м/сек;

γ — удельная масса воздуха, кг/м^3;

g — ускорение силы тяжести, кгс/сек^2;

R — аэродинамическое сопротивление трубопровода, кгс/сек^2/м^8.

Выбор вентилятора производят путем наложения характеристики воздуховода на характеристику вентилятора. Если характеристики вентиляторов даны по статическому напору и к. п. д., то характеристики воздуховода также должны быть построены по статическому напору. Характеристикам вентиляторов, построенным по полному напору и полному к. п. д., должны соответствовать характеристики трубопровода, построенные по полному напору.

Основные технические данные выпускаемых отечественной промышленностью вентиляторов частичного проветривания приведены в табл. 179 и 180.

Таблица 179

Техническая характеристика нерегулируемых вентиляторов частичного проветривания

Показатели	СВМ-4М	СВМ-5М	СВМ-6М	«Проходка» 500-2М	ВМ-200	ВДМ-450	ВМ-600
Диаметр рабочего колеса, мм	400	510	600	510	550	450	600
Скорость вращения, об/мин	2880	2950	2950	2950	2850	2890	2920
Число ступеней	1	1	1	2	1	2	1
Окружная скорость, м/сек	61	79	93	79	82	68	92
Производительность, м^3/мин	55—135	80—245	115—450	80—255	120—225	132—234	270—450
Давление, кгс/м^2	100—40	185—50	255—85	360—55	125—35	210—50	210—50
Максимальная мощность на валу, квт	2,2	5,5	14,7	8,6	6,7	9,3	20,0
Максимальный к. п. д. агрегата	0,59	0,61	0,62	0,61	0,57	0,56	0,57
Размеры, мм:							
длина	510	610	630	873	805	830	787
ширина	555	620	700	705	635	540	725
высота	565	640	780	685	704	630	803
Масса, кг	88	175	265	265	200	215	264

Таблица 180

Основные технические характеристики регулируемых вентиляторов частичного проветривания

Тип вентилятора	Марка	Основные параметры и размеры						
		Диаметр входного и выходного патрубка, дм	Производительность, м³/мин	Полное давление (не менее), кгс/м²	Максимальный к. п. д. (не менее) вентилятора (числитель) и вентиляторного агрегата (знаменатель), кг/квт	Масса вентиляторного агрегата на единицу полезной мощности, без глушителя шума (числитель) и с глушителем (знаменатель), кг/квт	Высота вентиляторного агрегата (не более), мм	Ширина вентиляторного агрегата (не более), мм
Осевые одноступенчатые с электрическим приводом	ВМ-3	3	56	80	0,65 / 0,54	55 / 75	450	450
	ВМ-4	4	100	118	0,70 / 0,60	50 / 65	560	550
	ВМ-5	5	180	180	0,71 / 0,62	45 / 60	670	650
	ВМ-6	6	300	250	0,72 / 0,63	30 / 40	750	730
	ВМ-8	8	412	315	0,73 / 0,64	25 / 35	950	920
Осевые одноступенчатые с пневматическим приводом	ВПМ-3	3	45	125	0,65 / 0,21	30 / 50	450	450
	ВПМ-4	4	80	140	0,70 / 0,22	25 / 40	560	550
	ВПМ-5	5	150	150	0,71 / 0,23	20 / 35	670	650

Глава X

ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТ

49. Общие положения, выбор схемы и способа проветривания

При проектировании россыпных шахт самостоятельные проекты проветривания, как правило, не составляют. «Вентиляция» является разделом общего проекта шахты.

Для проектирования новых шахт необходимы следующие материалы:

планы горных работ (схемы вскрытия и подготовки, календарные планы разработки месторождений);

планы проведения подготовительных выработок и добычи полезного ископаемого по блокам;

ориентировочные графики организации работ и технические характеристики применяемого оборудования;

горногеологические и мерзлотные данные, обусловливающие вентиляционный режим шахты (газообильность и силикозоопасность разрабатываемых песков и вмещающих пород, наличие в шахтной атмосфере других вредных примесей и т. д.).

При проектировании проветривания действующих шахт, кроме указанных материалов, необходимо также иметь результаты полевых, газовых, депрессионных, воздушных и температурных съемок горных выработок.

Составление проекта новой шахты связано со сравнением вариантов. После выбора определенного варианта и подготовки указанных материалов осуществляют полный расчет и составляют раздел проекта «Вентиляция», который включает следующие вопросы:

выбор способа и схемы проветривания;

подсчет количества воздуха и общешахтной депрессии;

выбор вентилятора;

подсчет капитальных затрат и стоимости проветривания (экономические показатели).

Схемой вентиляции шахты называют определенный порядок распределения и движения воздуха по горным выработкам, обусловленный расположением объектов проветривания.

Основные схемы проветривания:

центральная: с центральным расположением стволов, используемых для подвода и отвода воздуха; с центрально-отнесенным расположением стволов;

фланговая: крыльевая — целое крыло шахты имеет одну общую выработку для исходящей (входящей) струи; групповая — одна выработка для исходящей (входящей) струи имеется не для всего крыла, а лишь для группы блоков данного крыла; участковая — каждый участок имеет свою выработку для исходящей (входящей) струи;

комбинированная: имеющая элементы центральной и фланговой схем;

комбинированная с повторным использованием шахтного воздуха.

Различают нагнетательное, всасывающее и нагнетательно-всасывающее, или комбинированное, проветривание при помощи вентиляторов, а также естественное проветривание — за счет естественной тяги.

Каждая из названных схем в сочетании с определенным способом может иметь свои достоинства и применяться при разработке россыпей.

При разработке узких (до 30 м) и средних (до 50 м) россыпей и небольшой глубине разработок (менее 30 м) шахту целесообразно

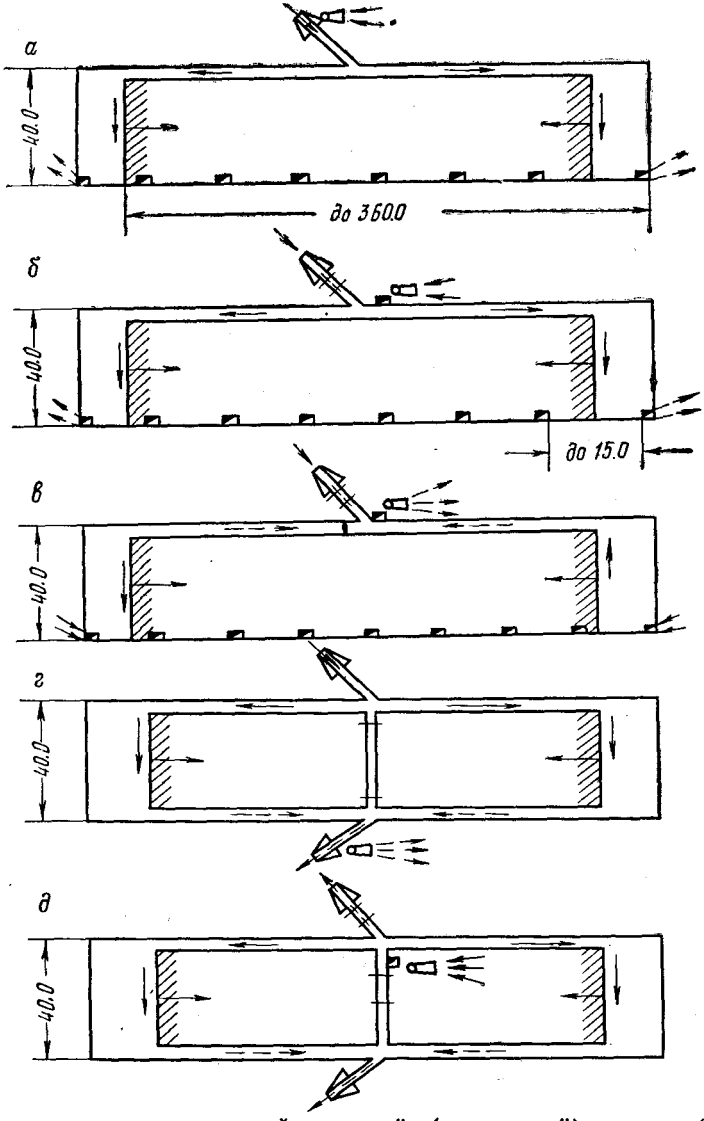


Рис. 142. Схемы проветривания шахт, разрабатывающих узкие и средние по ширине (до 50 м) россыпи при шурфовой — скважинной (*а*, *б*, *в*) и штековой (*г*, *д*) подготовке шахтных полей и параллельном подвигании диагонально расположенных очистных забоев:

а — фланговая при скиповом подъеме; *б* — фланговая при конвейерном подъеме и нагнетательном способе проветривания; *в* — фланговая при конвейерном подъеме и всасывающем способе проветривания; *г* — центрально-отнесенная при скиповом подъеме и всасывающем способе проветривания; *д* — центрально-отнесенная при конвейерном подъеме и нагнетательном способе проветривания

проветривать по фланговой (групповой) схеме (рис. 142, *а*, *б*, *в*), при которой на каждую действующую лаву приходится один шурф. На каждые две лавы устанавливается один вентилятор. Вентиляторы

могут работать как на всасывающем, так и на нагнетательном режиме. Каждая очистная выработка в этом случае проветривается обособленно. Расстояние между фланговыми шурфами не должно превышать 15 м.

Если глубина залегания россыпи значительна (более 30 м), то целесообразно осуществлять штрековую подготовку лав, а шахту проветривать по центральной схеме (рис. 142, *г*, *д*). Из рисунка видно, что очистные забои в этом случае расположены на параллельных ветвях, проветривание их осуществляется обособленно, а для

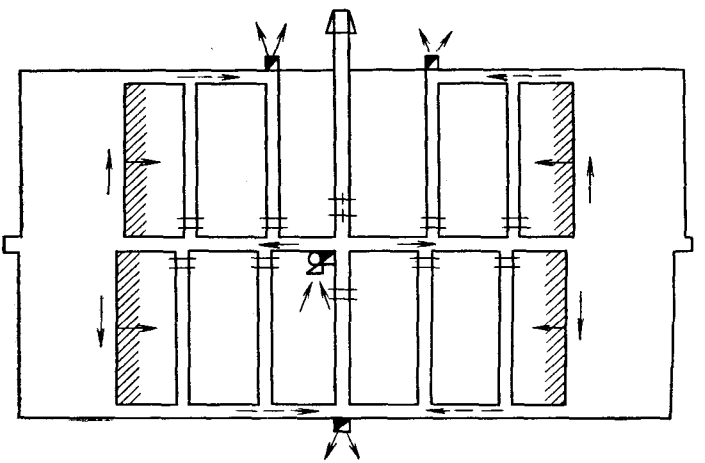


Рис. 143. Комбинированная схема проветривания шахты, разрабатывающей широкую россыпь

подвода свежего воздуха и выдачи отработанного проходят отдельные шурфы.

При других размерах шахтных полей определяющим фактором выбора схемы проветривания является также глубина залегания месторождения: при малой глубине применяют фланговую схему, при большой — центральную.

Центральную схему предпочтительно также применять при столбовых и комбинированных системах разработки месторождения с большим количеством лав в разрабатываемых полях. В отдельных случаях, например при применении камерно-лавной системы разработки, а также при использовании автомобилей в подземных условиях для обеспечения надежного проветривания может быть применена комбинированная схема (рис. 143), которая содержит элементы центральной и фланговой схем.

Комбинированные схемы проветривания шахт (КСП) с повторным использованием воздуха. Схемы предусматривают частичную рециркуляцию шахтного воздуха, его промежуточную очистку от пыли и подсвежение в течение рабочей смены, когда в выработках шахты выполняют процессы, сопровождающиеся непрерывным выделением пыли (бурение, доставка и транспортирование песков, актирование и т. п.). В этот период шахту проветривают по рециркуляционной схеме. В подземной выработке расположена воздухоочистительная установка, оборудованная противопыльными фильтрами. В междусменные перерывы после взрывных работ, шахту проветривают с выдачей отработанного воздуха на поверхность по проточной схеме — с помощью главной вентиляторной установки, смонтированной на поверхности шахты.

Перевод проветривания выработок с проточной схемы на рециркуляционную следует производить не ранее чем через 40 мин после взрыва последнего шпура. Это составляет 100%-ный запас надежности. Вместе с тем из-за отсутствия достаточно надежных средств очистки рециркуляционного воздуха от вредных газовых примесей в забои шахты необходимо подавать свежий воздух в том же количестве, что и в междусменные перерывы, в течение не менее 2 ч после окончания взрывных работ. Это условие соответствует требованию ЕПБ. По этой же причине расход подсвежающего воздуха в течение времени проветривания шахты по рециркуляционной схеме должен быть не менее 6 м^3/мин на одного подземного трудящегося.

Аэродинамическим критерием КСП, характеризующим их эффективность, является коэффициент рециркуляции $K_р$, который может быть выражен как в зависимости от количества вредных примесей (пыль, газы) в шахтном воздухе, так и от соотношения аэродинамических сопротивлений отдельных ветвей вентиляционной системы, определяющих распределение в ней воздуха. Коэффициент $K_р$ выражается дробным числом меньше единицы. Чем больше $K_р$, тем выше эффективность КСП, тем меньше расход подсвежающего воздуха, и наоборот.

Перевод россыпных шахт на проветривание по комбинированным схемам оказывает определяющее влияние на тепловой режим горных выработок: снижаются годовые колебания температуры воздуха и пород; сокращаются ореолы оттаивания и предотвращается прогрессирующее накопление тепла породным массивом. Вследствие теплообмена рециркуляционного воздуха с породами на рабочих местах создаются приемлемые для производительного труда условия при температуре $-4 \div 8°$ С с одновременным обеспечением эффективного обеспыливающего проветривания выработок. С этой точки зрения КСП отвечают основному принципу и пределам регулирования теплового режима как сезонных, так и круглогодичных шахт. Схемы,

кроме того, обусловливают создание в выработках шахт такой микроклиматической обстановки, которая способствует активному развитию кристаллизационного пылеподавления за счет повышающегося в процессе рециркуляции влагосодержания шахтного воздуха и кристаллизационного эффекта в местах смешения потоков рециркуляционного и подсвежающего воздуха.

Проекты КСП для конкретных шахт должны быть согласованы с местными органами Госгортехнадзора.

50. Подсчет количества воздуха

Количество воздуха, необходимого для проветривания горных выработок, определяют двумя путями: предварительным расчетом по шахте в целом и полным расчетом как сумму количеств воздуха, необходимых для проветривания отдельных объектов.

Первый способ менее точен, но прост в осуществлении. Он обычно применим в начальной стадии проектирования для сравнения возможных вариантов вскрытия, подготовки и разработки месторождения. Второй способ гораздо точнее, но более трудоемок. Его применяют на заключительном этапе проектирования, когда уже выбран определенный вариант (в данном справочнике мы этот способ не приводим).

Предварительный расчет количества воздуха для шахты в целом производится по наибольшему числу людей, одновременно находящихся в шахте, по расходу ВВ, по пылеобразованию и выделению газов (метана, углекислого газа и др.).

Подсчет количества воздуха по наибольшему числу людей

$$Q = q_{\text{р}} n z, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где $q_{\text{р}}$ — норма подачи в шахту свежего воздуха на одного подземного рабочего в месте работ, равная 6 м³/мин;

n — максимальное число людей, одновременно находящихся в шахте;

z — коэффициент резерва, учитывающий утечки и структуру потока, $z = 1{,}45—1{,}5$.

Подсчет количества воздуха по газам от взрывных работ

$$Q = \frac{Ab \cdot 100}{Ct} z, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где A — количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

b — количество условной окиси углерода, выделяющейся при взрыве 1 кг ВВ, $b = 0{,}04$ м³;

C — предельно допустимая концентрация условной окиси углерода ($C = 0{,}008\%$);

t — время проветривания, мин.

Подсчет количества воздуха по пылевому фактору:

по интенсивности непрерывных пылеобразующих источников

$$Q = z \sum_{i=1}^{n} \frac{G_i \varphi}{g_н - g_п}, \text{ м}^3/\text{мин};$$

по интенсивности периодических пылеобразующих источников

$$Q = z \sum_{i=1}^{n} \frac{V_i}{Kt} \ln \frac{g_{0i}}{g_н}, \text{ м}^3/\text{мин};$$

по эффективным скоростям воздушной струи

$$Q = 60z \left(v_1 \sum_{i=1}^{n} S_i + v_2 \sum_{j=1}^{n} S_j \right), \text{ м}^3/\text{мин};$$

где G_i — интенсивность пылеобразующего процесса в забое, мг/мин;

φ — коэффициент неравномерности пылеобразования, принимаемый равным 1,4—1,5;

$g_н$ — норма допустимой концентрации пыли в воздухе, мг/м^3;

$g_{ог}$ — начальная концентрация пыли после взрывных работ, мг/м^3;

$g_п$ — запыленность поступающего в шахту воздуха (не более 0,15 мг/м^3);

V_i — объем выработки, запыляемой после взрывных работ, м^3;

K — коэффициент турбулентного перемешивания ($K = 0{,}8 \div 0{,}9$);

n — число объектов, для которых берутся слагаемые;

v_1 — эффективная скорость движения воздуха для выноса пыли из лав ($0{,}3 \leqslant v_1 \leqslant 0{,}6$), м/сек;

v_2 — эффективная скорость движения воздуха для выноса пыли из прочих выработок, проветриваемых обособленно ($0{,}4 \leqslant v_2 \leqslant 0{,}5$), м/сек;

S_i — сечение призабойного пространства i-й лавы, м^2;

S_j — сечение j-й выработки, проветриваемой обособленно, м^2;

z — коэффициент резерва, равный 1,3—1,6.

Подсчитанное по пылевому фактору количество воздуха необходимо проверять на допустимую скорость струи, и если она превышает нормы, то расчеты надо вести по эффективным скоростям струи.

Расчет количества воздуха по взрывоопасным и ядовитым газам (исключая газы ВВ) из условий разбавления и выноса их вентиляционной струей:

по метану, водороду и углекислому газу

$$Q = q_м W z, \text{ м}^3/\text{мин}.$$

где W — объем среднесуточно добываемой горной массы, м³;

z — коэффициент запаса, учитывающий все виды потерь воздуха ($1{,}3 \leqslant z \leqslant 1{,}6$);

$q_м$ — норма подачи минимального количества воздуха на 1 м³ среднесуточной добычи горной массы (м³/мин), применяемая в зависимости от категории шахт по газообильности согласно табл. 2 и 3 § 122 ЕПБ [8];

по другим взрывоопасным и ядовитым газам и парам

$$Q = \Delta G \frac{100}{п - п_0} z, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где п — максимально допустимая концентрация газа в общеисходящей струе воздуха, принимаемая по нормам ЕПБ, %;

$п_0$ — содержание газа в поступающей свежей струе воздуха, %;

ΔG — количество выделяющегося и образующегося данного газа, м³/мин.

Количество воздуха, необходимого для проветривания шахты,

$$Q_ш = 1{,}1Q, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где 1,1 — коэффициент резерва;

Q — максимальное количество воздуха, полученное при расчете по всем указанным выше факторам, м³/мин.

51. Подсчет общешахтной депрессии

Подсчету общешахтной депрессии должны предшествовать распределение воздуха по отдельным выработкам в соответствии с выбранной схемой проветривания и подсчет естественной тяги.

Затем определяют депрессии отдельных выработок по принятым направлениям движения вентиляционных струй по формуле

$$h = \alpha \frac{Lp}{S^3} Q^2, \text{ мм вод. ст. (или кг/м}^2\text{)},$$

где α — коэффициент аэродинамического сопротивления выработки, кгс·сек²/м⁴;

L — длина выработки, м;

p — периметр поперечного сечения выработки, м;

Q — количество воздуха, протекающего по выработке, м³/сек;
S — площадь поперечного сечения выработки, м².
Коэффициент аэродинамического сопротивления выработок

$$\alpha = \frac{hS^3}{LpQ^2}, \quad \text{кгс} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^4.$$

Коэффициент α подбирают по табл. 181 и 182, в которых значение α приведены к стандартной удельной массе воздуха $\gamma = 1{,}2$ кг/м³.

Таблица 181

Значение коэффициента $\alpha \cdot 10^4$ прямых чистых штрекообразных выработок, закрепленных неполными крепежными рамами из леса круглого сечения, при различном продольном калибре крепи

Диаметр крепи, см	Продольный калибр крепи $\frac{l}{d}$							Поправка на площадь поперечного сечения выработки	
	1	2	3	4	5	6	7	сечение, м²	коэффициент K
15	9,0	11,8	14,0	15,9	17,8	16,8	16,2	1	1,2
16	9,2	12,1	14,4	16,5	18,4	17,1	16,3	2	1,1
17	9,4	12,4	14,7	16,9	18,9	17,3	16,6	3	1,0
18	9,6	12,6	15,1	17,3	19,4	17,5	16,8	4	0,93
20	9,8	13,0	15,8	18,1	20,3	17,9	17,2	5	0,89
22	10,1	13,6	16,0	18,9	21,3	18,2	17,5	6	0,86
24	10,5	14,1	17,1	19,7	22,2	19,6	17,8	8	0,82
26	10,7	14,6	17,8	20,4	23,0	20,2	18,4	10	0,78

Затем находят депрессии отдельных выработок по принятым направлениям движения вентиляционных струй по формуле, указанной в § 3.

При расчете можно принимать

$$p = C\sqrt{S},$$

где C — коэффициент, характеризующий форму выработки, $C = 4{,}16$ — для трапециевидного сечения; $C = 3{,}80$ — для сводчатого сечения; $C = 3{,}54$ — для круглого сечения.

Для подсчета общешахтной депрессии трения предварительно определяют депрессию каждого крыла в отдельности суммированием депрессий отдельных выработок по всем маршрутам движения воздуха. В качестве депрессии крыла принимают депрессию по струе наибольшего сопротивления.

За общешахтную депрессию при центральных схемах проветривания принимают депрессию по тому крылу, по которому она оказывается наибольшей, а при фланговых схемах общешахтными считают депрессии крыльев, принятые по струям наибольшего сопротивления.

Таблица 182

Значение коэффициента аэродинамического сопротивления α выработок, характерных для разработки вечномерзлых россыпей

Наименование и характеристика выработок	Коэффициент $\alpha \cdot 10^4$
Наклонный ствол, закрепленный деревом от устья на длину 5—6 м и далее без крепления со скиповым и ходовым отделениями, разделенными стойками $d = 15$—18 см через каждые 1—1,5 м	18—22
Вертикальный ствол, закрепленный деревом всплошную на глубину 5 м и ниже венцами на стойках через 1,5 м, с двумя скиповыми и одним ходовым отделениями	35—40
Штрек скреперования, пройденный без крепления, с ходовым отделением, изолированным от скреперного стойками $d = 15$—18 см, установленными через каждые 1—1,5 м:	
чистый	18—20
умеренно загроможденный песками	22—24
сильно загроможденный песками	27—30
Лава при работе скрепера:	
чистая	25—30
умеренно загроможденная песками	30—35
сильно загроможденная песками	45 и более
Вентиляционный штрек, пройденный без крепления	16—18
Вентиляционный шурф:	
чистый, пройденный без крепления	16—18
ходовой с промежуточными площадками через каждые 3—4 м и лестницами между ними	40—45

Общешахтную депрессию $h_ш$ находят суммированием депрессий от трения h, депрессий местных сопротивлений $h_{м.с}$, составляющих в зависимости от конкретных условий 10—25% депрессии трения, и депрессии естественной тяги h_e.

52. Выбор вентилятора главного проветривания

Выбору вентилятора должно предшествовать точное определение и построение характеристики вентиляционной сети для различных периодов работы шахты.

К шахтным вентиляторным установкам главного проветривания предъявляют следующие требования:

1. Установка должна быть расположена на поверхности шахты. В случае негазовых шахт допускается работа на всасывание и нагнетание. Для ликвидации коротких токов в месте установки вентилятора должно быть обеспечено шлюзование вентиляционной струи.

2. К. п. д. установки в течение всего срока ее службы должен быть не менее 0,5—0,55 при центробежных вентиляторах и не менее 0,65 — при осевых.

3. Установка должна позволять реверсирование вентиляционной струи в течение 10 мин (для шахт с глубиной разработки более 60 м). Производительность установки должна составлять не менее 60% нормального дебита.

4. Установка должна иметь резерв производительности (не менее 20%) и напора (20—45%) в наиболее трудный период проветривания. Электродвигатель установки должен иметь 15—20% резерва мощности на пусковой момент.

5. Установка должна состоять из вентиляционного агрегата (вентилятор + двигатель) и резервного двигателя.

Вентилятор выбирают в следующем порядке. Находят производительность вентилятора

$$Q_{\text{вен}} = \frac{Q_{\text{ш}}}{60}\left(1+\frac{b}{100}\right), \text{ м}^3/\text{сек},$$

где b — величина подсоса воздуха через устье ствола и установку, равная 15—20% при использовании вентиляционного ствола для других производственных процессов (транспорт, доставка материалов и т. д.) и 8—10% — при использовании ствола только для вентиляции.

Находят диаметр рабочего колеса вентилятора

$$D = \sqrt{\frac{A_{\text{ш}}}{0{,}44}}, \text{ м}.$$

По значению D находят сопротивление вентиляторной установки

$$R_{\text{в. у}} = a\frac{\pi}{D^4}, \text{ кгс} \cdot \text{сек}^2/\text{м}^8,$$

где a — безразмерный коэффициент, равный 0,05 для осевых вентиляторов с плавным каналом; 0,055 — для центробежных вентиляторов с двусторонним всасом без амортизатора с пирамидальным диффузором; 0,04 — для центробежных вентиляторов барабанного типа и амортизатором; 0,10 — для осевых вентиляторов с коленчатым каналом без лопаток.

Расчетная статическая депрессия вентилятора

$$h_{\text{в}} = (KR_{\text{ш}} + R_{\text{в. у}})Q_{\text{в}}^2, \text{ мм вод. ст.},$$

где K — коэффициент подсосов,

$$K = \frac{1}{\left(1+\frac{b}{100}\right)^2}.$$

На графике характеристики вентилятора находят точку, соответствующую найденным значениям $Q_{\text{в}}$ и $h_{\text{в}}$. Эта точка должна располагаться в зоне экономичной работы. Для обеспечения устойчивой

Таблица 183

Технические характеристики вентиляторов главного проветривания для россыпных шахт

Показатели	Центробежные				Осевые					
	ВШЦ-10	ВШЦ-15	ВЦ-11	ВЦ-16	ВОК-1	ВОКД-1	ВОКР-1	ВОК-1,5	ВОК-11	ВОД-16
Диаметр рабочего колеса, мм	1000	1500	1100	1600	1000	1000	1000	1500	1100	1600
Скорость вращения, об/мин	970	730	1460	980	1470	1470	1470	980	1420	960
Производительность, м³/сек	4,5—20	5—42	2—20	12—43	6—20	5—21	5—21	11—47	15	32
Давление, кгс/м²	40—320	40—320	20—380	114—350	55—145	85—280	90—275	60—150	280	275
Мощность двигателя, квт	14	55	55	125	40	75	75	75	55	75
Максимальный к. п. д.	0,79	0,79	0,85	0,85	0,725	0,75	0,725	0,725	0,77	0,8
Размеры, мм:										
длина	2965	4020	4260	3500	4100	4560	4560	6760	3350	4900
ширина	1680	2510	3475	3100	1405	1405	1698	1925	—	—
высота	2005	2835	2375	3390	1700	1700	1700	2100	—	—
Масса, кг	1480	3297	2281	3537	1817	2270	3023	3275	2300	3500

работы вентилятора депрессия его не должна быть более 90% депрессии, определяемой горбом характеристики.

Мощность двигателя вентилятора

$$N_{max} = \frac{Q_в h_{max}}{60 \cdot 102 \eta_в \eta_д \eta_п}, \text{ квт},$$

где $\eta_в$, $\eta_д$, $\eta_п$ — коэффициент полезного действия соответственно вентилятора (0,6—0,8), двигателя (0,85—0,95) и передачи редукторьой или ременной (0,9—0,95).

Основные технические характеристики вентиляторов главного проветривания для россыпных шахт приведены в табл. 183.

Определение годового расхода электрической энергии при работе вентилятора:

для центральных схем вентиляции

$$E = \frac{0{,}5\,(N_{max} + N_{min})\,nt}{\eta_с \eta_р}, \text{ квт} \cdot \text{ч};$$

для фланговых схем проветривания

$$E = \frac{N_{max} nt}{\eta_с \eta_р}, \text{ квт} \cdot \text{ч},$$

где n — число суток работы вентилятора в году;

t — количество часов работы вентилятора в сутки;

$\eta_с$ и $\eta_р$ — коэффициент полезного действия соответственно сети (0,95) и регулирования вентилятора (08—0,85).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ, РЕКОМЕНДУЕМЫЙ К РАЗДЕЛУ VI

1. Александров Н. Н. Подземная разработка россыпей. М., Госгортехиздат, 1960.

2. Афанасьев В. П., Чабан П. Д., Супрун Н. Т. Вопросы проветривания россыпных шахт с подземным автотранспортом. Тр. ВНИИ-1, т. XXIX. Магадан, 1969.

3. Бодягин М. Н. Рудничная вентиляция. М., «Недра», 1967.

4. Дополнения к «Единым правилам безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом». М., Госгортехиздат», 1962.

5. Дуганов Г. В. и др. Проветривание тупиковых выработок большой длины. М., «Недра», 1968.

6. Дядькин Ю. Д. Основные принципы и пределы регулирования теплового режима шахт и рудников в области вечной мерзлоты. Сб. «Тепловые и механические процессы при разработке полезных ископаемых». М., «Наука», 1965.

7. Дядькин Ю. Д. Основы горной теплофизики. М., «Недра», 1968.

8. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. М., Госгортехиздат, 1962.

9. Зильберборд А. Ф. Тепловой режим глубоких шахт, разрабатывающих многолетнемерзлые россыпные месторождения. Сб. «Тепловые и

механические процессы при разработке полезных ископаемых». М., «Наука», 1965.

10. Коробейников П. Г., Пляскин И. И. Снижение выемочной мощности при подземной разработке маломощных россыпей. Тр. ВНИИ-1, т. XI. Магадан, 1958.

11. Коробейников П. Г., Любимов Н. Г. Техника и технология буровзрывных работ. М., «Недра», 1972.

12. Кычаков Г. Г. Рациональная конструкция перфораторов для горных предприятий Северо-Востока. Тр. ВНИИ-1, т. XXVI. Магадан, 1967.

13. Минделн Э. О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых. М., «Недра», 1966.

14. Памятка-инструкция взрывника. ОТИ, Магадан, 1970.

15. Потапенко В. В., Лубий К. И. Совершенствование подземной добычи песков. Магадан, 1964.

16. Потапенко В. В. Типовые паспорта крепления при разработке многолетнемерзлых россыпей. Тр. ВНИИ-1, Магадан, 1960.

17. Потемкин С. В. Вскрытие и размеры шахтных полей при разработке вечномерзлых россыпей Северо-Востока. Тр. ВНИИ-1, т. XI. Магадан, 1958.

18. Потемкин С. В. Выбор способа отвалообразования при подземной разработке вечномерзлых россыпей. Тр. ВНИИ-1, т. XVI. Магадан, 1959.

19. Потемкин С. В. Подземная разработка вечномерзлых россыпей. ОТИ. Магадан, 1963.

20. Перечень рекомендуемых промышленных взрывчатых веществ. М., «Недра», 1971.

21. Разработка вечномерзлых россыпей. Справочник для проектирования. Тр. ВНИИ-1. Магадан, 1962.

22. Справочник по горному делу, т. I, II. М., Госгортехиздат, 1960.

23. Справочник по рудничной вентиляции под редакцией проф. А. И. Ксенофонтовой. М., Госгортехиздат, 1962.

24. Справочник по разработке россыпей, вып. 4. «Проветривание выработок и инженерные способы борьбы с пылью при разработке россыпей подземным способом». ОТИ, Магадан, 1960.

25. Тыньянов Н. З., Чернухин М. А. Подготовка шахтных полей на россыпных месторождениях Дальстроя. Тр. ВНИИ-1, т. VI. Магадан, 1956.

26. Ужов В. Н. Борьба с пылью в промышленности. М., Госхимиздат, 1962.

27. Хухрина Е. В., Ткачев В. В. Пневмокониозы и их профилактика. М., «Медицина», 1968.

28. Чабан П. Д., Афанасьев В. П., Супрун Н. Т. Математическое определение локальных изменений параметров проветривания сложных вентиляционных сетей. Тр. ВНИИ-1, т. XXXI. Магадан, 1970.

29. Чабан П. Д., Супрун Н. Т., Пилюгин Г. С. Тепловой режим рудника в условиях Северо-Востока. Тр. ВНИИ-1, т. XXV. Магадан, 1966.

30. Чабан П. Д., Вышлов Г. П. Обеспыливание вентиляционных потоков в шахтах, разрабатывающих мерзлые россыпи. Тр. ВНИИ-1, т. XXV. Магадан, 1966.

31. Чабан П. Д. Комбинированные схемы проветривания шахт, разрабатывающих мерзлые россыпи. Тр. ВНИИ-1, т. XXIX. Магадан, 1969.

РАЗДЕЛ VII

ОБОГАЩЕНИЕ

Глава I

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ. ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ И ГРОХОЧЕНИЕ

1. Терминология *

Обогащение — совокупность технологических процессов, осуществляемых с целью выделения из твердого ископаемого сырья промышленноценных минеральных продуктов.

Дезинтеграция — разъединение (разрыхление) ископаемого сырья, состоящего из слабосвязанных между собой составных частиц, без нарушения их целостности.

Классификация — разделение ископаемого сырья, неоднородного по величине его частиц, на относительно однородные по крупности продукты.

Грохочение — классификация, основанная на использовании различий линейного размера частиц ископаемого сырья и осуществляемая на просеивающей поверхности (решетах, ситах и т. д.).

Класс по крупности или класс — продукт, получаемый в результате классификации ископаемого сырья по крупности. Остаток продукта на сите называется «верхним классом» или «надрешетным продуктом». Продукт, прошедший через сито, называется «нижним классом» или «подрешетным продуктом». Класс, крупность которого является промежуточной между крупностью верхнего и нижнего классов, называется «промежуточным».

Избыточное зерно — частицы ископаемого сырья, максимальные размеры которых превышают заданную крупность.

Трудное зерно — частицы ископаемого сырья, размер которых примерно равен размеру отверстия просеивающей поверхности.

Концентрат — продукт операций обогащения (или группы операций), в котором содержание данного полезного компонента больше по сравнению с содержанием его в исходном материале и в остальных продуктах той же операции (тех же операций).

---

* При составлении использованы материалы Комитета технической терминологии АН СССР.

В случае необходимости характеризовать концентрат по содержащемуся в нем полезному компоненту или по процессу, продуктом которого он является, к термину «концентрат» добавляют соответствующие определяющие слова, например «оловянный концентрат», «золотой концентрат», «концентрат шлюзов», «концентрат отсадки» и т. д.

Хвосты — продукт операции обогащения (или цикла операций), в котором содержание данного полезного компонента меньше по сравнению с остальными продуктами той же операции (того же цикла операций).

В случае, когда процесс обогащения состоит из двух и более циклов, к термину «хвосты» можно добавлять определяющие слова, указывающие цикл, продуктом которого они являются (например «хвосты основной концентрации»), или компонент, подлежащий последующему извлечению (например «пиритные хвосты»).

Промежуточный продукт — продукт операции обогащения (или цикла операций), в котором содержание данного полезного компонента является промежуточным между содержанием в концентрате и в хвостах той же операции (того же цикла операций).

Оборотный продукт — продукт операции (или группы операций) обогащения, возвращаемый для повторной обработки в начальную операцию той же группы.

Пески россыпных месторождений — рыхлые отложения или образования, содержащие полезные компоненты.

Галька — кусковой материал, отделяемый в виде надгрохотного продукта в дражных бочках, на грохотах скрубберов и плоских грохотах обогатительных установок для обогащения песков.

При наличии нескольких приемов грохочения может быть несколько видов гальки. Тогда ей присваивают следующие названия: при трех приемах грохочения — крупная, средняя, мелкая, при двух приемах грохочения — крупная, мелкая. Обычно к гальке относят материал крупнее 15—20 мм.

Эфеля — подгрохотный материал, выделяемый на грохотах обогатительных установок для последующего обогащения.

Шлих — концентрат минерала большого удельного веса, получаемый отмывкой водой природных рыхлых отложений при геологическом опробовании и поисках полезных ископаемых. Шлих, полученный из дробленых плотных пород, называют искусственным.

Различают серый и черный шлихи, представляющие собой концентрат на разной стадии промывки породы. Название связано с окраской концентрата.

Серый шлих получается на ранней стадии промывки в лотке, когда контрольный минерал — гранат должен оставаться в концентрате.

Черный шлих — конечный концентрат, состоящий преимущественно из гематита.

Шлихи — термин, видимо, заимствованный старателями от геологов на ранних этапах развития золотодобывающей промышленности. В разных промышленных районах имеет разное значение. На Урале и в Сибири тождествен геологическому термину «шлих». В районах Северо-Востока характеризует все промежуточные продукты, получаемые при добыче россыпного золота и подвергающиеся дополнительной обработке. Различают (как и геологи) серые, черные, вашгердные и эфельные шлихи. В современных условиях при механизированном сполоске, применении новых обогатительных аппаратов и централизованной обработке концентратов на шлихообогатительных установках эти термины теряют смысл. Более правильно пользоваться обычными обогатительными терминами «концентрат», «хвосты», «промпродукты».

Шлюзовой концентрат, шлиховой концентрат, недоведенный шлих — грубый первичный концентрат, получаемый на шлюзах с жесткими трафаретами.

Черные шлихи — конечный продукт, получаемый в результате дополнительной обработки грубых концентратов, снимаемых со шлюзов и подлежащих последующей обработке для выделения из них золота. В некоторых случаях черные шлихи получают сразу при сполосках основных шлюзов.

По определению Б. В. Невского и К. В. Соломина, черные шлихи — это продукт, получаемый после окончательной доводки серых шлихов до металла (на вашгерде или на лотке).

Серые шлихи — отходы (хвосты) от дополнительной обработки концентратов, снимаемых со шлюзов, и грубые концентраты, снимаемые с последних секций основных шлюзов.

По определению Б. В. Невского и К. В. Соломина, серые шлихи— материал, получаемый после первичной доводки на небольшом шлюзе с грохотом в голове (американке, бутаре) недоведенного шлиха (грубого концентрата).

Вашгердные шлихи — отходы (хвосты), получаемые после выделения золота из черных шлихов на вашгерде.

Лотошные шлихи — отходы (хвосты), получаемые после выделения золота из черных шлихов на лотке.

Эфельные шлихи — концентраты, получаемые во втором приеме обогащения эфелей на эфельных подшлюзках. Иногда эфельные шлихи называют серыми шлихами.

Доводка концентрата, доводка до шлихов — сокращение грубых шлюзовых концентратов на доводочных устройствах (доводочных шлюзах, вашгердах, концентрационных столах).

Черновое золото — золото, получаемое после отделения его из

Таблица 184

Минералы, содержащиеся в песках россыпных месторождений

Минерал	Химический состав		Удельная масса	Твердость по Моосу	Удельная магнитная восприимчивость
	Формула	Содержание основного элемента или окисла, %			
Алмаз	C	100C	3,47—3,56	10	—
Апатит	$(ClF)Ca_5(PO_4)_3$	$42P_2O_5$	3,2	4,5—5,0	—
Берилл	$Be_3Al_2(SiO_3)_6$	14BeO	2,6—2,8	7,5—8	$0,8 \cdot 10^{-6}$
Вольфрамит	$(Fe \cdot Mn)WO_4$	$75WO_3$	7—7,5	5—5,5	$66 \cdot 10^{-6}$
Гематит	Fe_2O_3	70 Fe	5,0—5,3	5,5—6	$70 \cdot 10^{-6}$
Гранат	$(Ca, Mg, Fe)_3Al_2(SiO_4)_3$	—	3,15—4,3	6,5—7,5	$60 \cdot 10^{-6}$
Гюбнерит	$MnWO_4$	$76,6WO_3$	7—7,5	5—5,5	$82 \cdot 10^{-6}$
Золото	Au	50—95Au	15,6—19,3	2,5—3	
Ильменит	$FeTiO_3$ или $FeTiO_2$	31,6Ti	4,5—5,0	5—6	$271 \cdot 10^{-6}$
Касситерит	SnO_2	78,8Sn	6,8—7,0	6—7	—
Кварц	SiO_2	—	2,5—2,8	7	$-0,2 \cdot 10^{-6}$
Киноварь	HgS	86,2Hg	8,09—8,2	2—2,5	—
Кианит	$Al_2O_3SiO_2$	$63Al_2O_3$	3,6—3,7	5—7	—
Колумбин	$(Fe, Mn)Nb_2O_6$	$82,7Nb_2O_5$	5,15—8,2	6	—
Корунд	Al_2O_3	53,2Al	3,95—4,10	9	$-0,2 \cdot 10^{-6}$
Лимонит	$2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$	$85,6FeO_3$	3,6—4	5—5,5	$36 \cdot 10^{-6}$
Магнетит	Fe_3O_4	72,4Fe	4,9—5,2	5,5—6	0,03—0,1
Молибденит	MoS_2	60Mo	4,7—4,8	1—1,5	—
Монацит	$(Ce, La, Th)PO_4$	$50-68Ce_2O_3La_2O_3$ и др.	4,9—5,3	5—5,5	$14 \cdot 10^{-6}$
Осмистый иридий	$Ir \cdot Os(RhPt$ и др.)	50,3Ir49,7Os	19—21	6—7	—
Пирит	FeS_2	53,4S	4,9—5,2	6—6,5	$1 \cdot 10^{-6}$
Платина	Pt(Fe)	75—90Pt	15—19	4—4,5	—
Роговая обманка	$(Ca, Mg, Fe)SiO_3$	—	2,9—3,4	5—6,0	$24 \cdot 10^{-6}$
Рутил	TiO_2	60Ti	4,2—4,3	6	$2 \cdot 10^{-6}$
Ставролит	$H_2FAl_4Si_2O_{12}$	—	3,65—3,7	7—7,5	—
Сфен	$CaTiSiO_5$	$40,8TiO_2$	3,4—3,56	5—5,5	—
Топаз	$(AlF)_2SiO_4(OH)_2$	13—20F	3,4—3,6	8	—
Турмалин	$4R_6Al_2(SiO_4)R_6Al_2$	—	3—3,2	7—7,5	$12 \cdot 10^{-6}$
Флюорит	CaF_2	48,8F	3,0—3,3	4	—
Хромит	$FeO \cdot Cr_2O_3$	$68Cr_2O_3$	4,1—4,9	6,5	—
Циркон	$ZrO_2 \cdot SiO_2$	$67,2ZrO_3$	4,2—4,7	7,5	$14 \cdot 10^{-6}$
Шеелит	$CaWO_4$	$80,6WO_3$	5,9—6,1	4,5—5	—
Эпидот	$HCa_2(Al, Ne)_3Si_3O_{13}$	—	3,2—3,5	6—7	—

шлиховых концентратов или после отпарки амальгамы и требующее дополнительной обработки.

Шлиховое золото — неочищенное золото, получаемое при гравитационном обогащении золотосодержащих песков или руд, прошедшее первичную обработку в золотоприемных кассах.

Лигатура — металлы, входящие в сплав с благородными металлами.

Лигатурное золото — золото в лигатуре —сплав золота с другими металлами, очищенные от механических примесей самородки.

2. Основные полезные минералы россыпей

В россыпях концентрируются минералы, удельный вес которых от 3 и выше. Наибольший интерес из них представляют золото, платина, алмаз, касситерит, вольфрамит, рутил, монацит, ильменит, циркон. Им сопутствуют такие минералы, как магнетит, гематит, гранат, турмалин и некоторые сульфиды, в основном пирит, арсенопирит. Часть этих минералов содержит редкие и рассеянные элементы: индий, таллий, галлий, германий, гафний, рений и др. (табл. 184).

3. Дезинтеграция и грохочение

Пески россыпных месторождений представляют собой массу обломочного или окатанного материала, в различной степени сцементированного глиной.

К глинистым относятся частицы, размер которых не превышает 0,005 мм. В зависимости от содержания таких частиц породы разделяются на песок (менее 3%), супеси (от 3 до 10%), суглинки (от 10 до 30%) и глины ($>30\%$).

При содержании частиц крупнее 2 мм от 10 до 33% пески называют гравелистыми, от 33 до 50% — песчаным гравием и более 50% — гравием. Пески всех трех типов относятся к гравелистым грунтам.

Полезные ископаемые находятся в основном в связывающей массе песков, поэтому перед обогащением их необходимо освободить путем дезинтеграции.

По степени сопротивляемости песков дезинтеграции они разделяются на легко-, средне- и труднопромывистые.

Степень промывистости может характеризоваться коэффициентом промывистости

$$K_{\text{пр}} = \frac{P\gamma_1}{\gamma_2 \omega},$$

где P — коэффициент пластичности, %;
γ_1 — выход иловой фракции ($<0{,}1$ мм), %;
γ_2 — выход фракции крупностью $+8$ мм, %;
ω — влажность материала, %.

Коэффициент пластичности

$$L = \omega_в - \omega_н,$$

где $\omega_в$ — влажность глинистых фракций при верхнем пределе текучести, %;

$\omega_н$ — влажность глинистых фракций при нижнем пределе текучести, %.

Влажность следует определять по ГОСТ 5179—49.

При $K_{пр} < 1$ пески относят к легкопромывистым, $K_{пр} = 1—1{,}5$ — к среднепромывистым и $K_{пр} > 1{,}5$ — к труднопромывистым.

Промывистость песков можно определить также по результатам мокрого рассева в течение 2 мин пробы объемом 20 л (в рыхлой массе) в испытательном барабане диаметром 1 м, длиной 0,2 м с перфорацией 15 или 3 мм, скоростью вращения 30 об/мин при расходе воды 0,7 л/сек.

После такой обработки по количеству мелкой фракции в надрешетном материале, отнесенному к общему весу исходной навески (%), можно характеризовать промывистость песков (табл. 185) [5].

Таблица 185

Граничные пределы содержания

Категория промывистости песков	Содержание мелких фракций в надрешетном продукте, %					
	при перфорации 15 мм			при перфорации 3 мм		
	<1,2 мм	<0,6 мм	<0,2 мм	<1,2 мм	<0,6 мм	<0,2 мм
Легкая	<0,8	<0,5	<0 3	<1	<0,8	<0,4
Средняя	1—1,5	0,5—1	0,3—0,5	1,5—2	1—1,5	0,8—1
Трудная	>2	>1,5	>1	>3	>2	>1,5

Для ориентировочного определения категории промывистости можно пользоваться следующим положением:

Категория промывистости	Выход фракций, %	
	−0,2 мм	−0,074 мм
Легкая	До 5	До 3
Средняя	5—15	3—12
Трудная	15	12

В промышленных условиях дезинтеграцию осуществляют на шлюзах, ручной протиркой, на гидровашгердах, в барабанных грохотах, в специальных аппаратах — скрубберах, чашах, корытных мойках, промывочных машинах и т. д.

Имеется ряд аппаратов, в которых одновременно осуществляются дезинтеграция и грохочение: скрубберы с грохотами, барабанные грохоты разных конструкций, дражные бочки. Описание их приведено в специальном разделе.

В специальной литературе часто упоминаются разные чаши, воронки, промывочные машины. Конструктивно эти аппараты устарели. Промышленностью они не выпускаются, и описание их имеет только чисто исторический интерес.

Эффективность грохочения (к. п. д.) можно определить по формуле

$$\varepsilon = \frac{g_1}{g} 100,$$

где g_1 — количество подрешетного материала;

g — количество материала этой крупности в исходном питании.

Эффективность работы грохотов определяется рядом факторов: временем грохочения, скоростью движения материала относительно решета, живым сечением решет, отношением отверстий в решетах к граничному размеру зерен, по которому должно идти разделение, формой отверстий, состоянием материала, формой его зерен и некоторыми другими факторами.

При разной скорости движения материала относительно отверстий решета можно получить подрешетный материал разной крупности.

Для повышения эффективности выделения зерен заданного размера можно применить отверстия большего размера, но в этом случае следует увеличить скорость движения материала. Зависимость указанных факторов показана в табл. 186.

Таблица 186

Величина критической скорости при разных отношениях размеров отверстий грохота и зерна

Отношение диаметра отверстий грохота к размеру зерна	Общее выражение для определения критической скорости, мм	Величина критической скорости, мм/сек				
		Размер зерен d, мм				
		5	10	25	50	75
1,0	$73{,}5\sqrt{d}$	165	232	368	520	636
1,2	$83{,}2\sqrt{d}$	186	262	417	588	720
1,4	$94{,}3\sqrt{d}$	211	297	472	667	815
1,6	$104{,}0\sqrt{d}$	233	328	520	735	900
1,8	$113{,}9\sqrt{d}$	256	359	571	805	987
2,0	$125{,}3\sqrt{d}$	281	395	627	885	1083

Влияние времени грохочения описывается формулой И. М. Абрамовича [1].

$$\varepsilon = \frac{t^a}{t^a + b},$$

где t — время грохочения;

a — постоянная величина, зависящая от конструкции грохота (берется в пределах 0,5—0,7);

b — коэффициент, определяемый для конкретных условий грохочения путем эксперимента или расчетом при известных t и ε.

Зависимость эффективности грохочения от времени рассева показана в табл. 187, при рассеве на сите с увеличенным размером отверстий в табл. 188.

Таблица 187

Зависимость эффективности грохочения от времени рассева

Продолжительность грохочения, сек	Эффективность грохочения, %	Продолжительность грохочения, мин	Эффективность грохочения, %
2	13,7	4	96,5
4	26,8	8	97,3
8	43,2	16	98,0
16	66,0	32	98,4
32	86,0	64	99,0
60	92,2	128	99,7
120	95 1	256	99,9

Таблица 188

Эффективность грохочения при увеличенном размере отверстий

Продолжительность грохочения на сетке 4,7 мм, сек	Эффективность грохочения по классу 3,33 мм, %
2	20,83
4	40,64
8	64,05
16	91,41
32	99,75
60	100,0

При одном и том же размере решета эффективность грохочения определяется количеством отверстий на площади этого решета (живым сечением решета).

Таблица 189

Необходимый размер отверстий для получения материала заданной крупности

Максимальная крупность зерен в подрешетном продукте, мм	Рекомендуемые размеры отверстий круглой формы		
	горизонтальное положение решета	наклон решета 40—45°	барабанный грохот
9,53	1,47d	2,0d	2,0d
12,70	1,50d	2,0d	1,75d
19,05	1,33d	2,0d	1,67d
25,40	1,50d	2,0d	1,88d
31,75	1,40d	2,0d	1,80d
50,80	1,37d	1,87d	1,75d

Влияние положения решета и необходимый в этом случае размер отверстий видны из табл. 189.

В практике обогащения россыпей чаще всего применяют неподвижные или барабанные грохоты. Часто барабанные грохоты конструктивно соединены в один аппарат с цилиндрическими дезинтеграто-

Таблица 190

Рекомендуемая классификация и названия аппаратов для дезинтеграции и грохочения россыпей

Заводские и местные названия аппаратов	Характеристика аппаратов	Рекомендуемое название
Скруббер, глухая бутара, промывальный барабан	Глухой барабан на опорных роликах с прямоточным или с противоточным движением пульпы	Дезинтегратор глухой
Барабанный грохот, бутара, дражная бочка, бурат, грохот барабанный промывочный, вибрационная пескомойка	Барабанный грохот с центральным валом или на опорных роликах. Вся поверхность перфорирована	Дезинтегратор перфорированный
Скруббер, скруббер-бутара, комбинированная бутара	Аппарат, состоящий из глухого и перфорированного ставов на опорных роликах	Дезинтегратор комбинированный
Корытная мойка, пескомойка, лог-уошер	Усиленный механический классификатор спирального или дражного типа	Дезинтегратор корытный
Открытый гидроэлеватор, гидровашгерд	Устройство, использующее энергию водяной струи на решетах, грохотах и в желобах	Дезинтегратор гидравлический

рами (глухими бочками, глухими ставами). В этом случае их называют скрубберами. В специальной литературе и некоторых каталогах барабанные грохоты называют бутарами, а скрубберы, состоящие из глухого и перфорированного ставов, скруббер-бутарами. Таких названий, видимо, следует избегать, так как, например, слово «бутара» не имеет однозначного смысла (табл. 190).

Все машины, применяемые для дезинтеграции и грохочения россыпей, учитывая путаницу в названиях аппаратов одного назначения, более правильно называть одним термином — дезинтеграторы, с добавкой определения, характеризующего технологические особенности аппарата.

Техническая характеристика дезинтеграторов, выпускаемых в настоящее время промышленностью, приведены в табл. 191 и 192.

Таблица 191

Техническая характеристика глухих и перфорированных дезинтеграторов для обогащения россыпей

Показатели	Тип дезинтегратора			
	глухие		перфорированные	
	скруббер С-1,3	бутара О-89	грохот барабанный промывочный ГБ-1,5	грохот барабанный АБГ-1-1000
Производительность, т/ч	30	75	90	120
Наклон аппарата, град	3,5	6	3—8	3
Размер глухого става, мм:				
диаметр	1300	Конструктивно над опорными роликами	Нет	Нет
длина	2800			
Размер перфорированного става, мм:				
диаметр	—	1328	1500	1500
длина	—	8300	4200	3300
Размер перфорации грохота, мм	—	По заказу	50 и 10	20
Скорость вращения, об/мин	20	16	10—42	19
Максимальная крупность питания, мм	150	—	300—350	200
Мощность электродвигателя, квт	7	28	4,5	10
Масса, кг	5465	14 252	5050	1810

Таблица 192

Техническая характеристика комбинированных дезинтеграторов для обогащения россыпей

Показатели	Скруббер-бутара СБ-1,3	Скруббер ДС-53	Скруббер ДС-55	Скруббер АСК-1-1200	Скруббер АСК-1-700
Производительность, м³/ч	30	40	40	75	45
Наклон аппарата, град	3,5	3	2—3	0—5	0—5
Размер глухого става $L \times D$, мм	3000××1300	2500××1400	2900××1300	3300××1600	2400××1600
Размер перфорированного става, мм:					
основного	2200××1300	3000××1400	2100××1300	2040××1600	1360××1600
концевого	—	600×1400	500××1300	690××1600	650××1600
наружного	—	—	2100××1600	2220××2100	1660××1900
Размер перфорации грохотов, мм:					
основного	16	15	30	50	50
концевого	—	50×50	50×50	104×137	100×100
наружного	—	—	16—20	20—30	20—30
Скорость вращения, об/мин	20	16—20	20	15,5	13—15
Максимальная крупность питания, мм	150	200—250	200—250	600	600
Мощность электродвигателя, квт	7	14	14	30	17
Масса, кг	5514	5090	8580	14 021	10 800
Завод-изготовитель	Новосибирский машиностроительный завод «Труд»	Заводы объединения «Северовостокзолото»			

Глава II

УСТРОЙСТВО И ЭКСПЛУАТАЦИЯ ШЛЮЗОВ

4. Устройство и работа шлюзов

Шлюзы представляют собой прямоугольные желоба, на дне которых укладывают покрытия (специальные решетки, мягкие коврики, крупные камни, деревянные торцы, рельсы). Желоба эти устанавливают с уклоном к линии горизонта от 0,05 до 0,15.

Важную роль в работе шлюза имеет скорость движения пульпы. Она должна быть достаточной для того, чтобы транспортировать самые крупные куски породы, промывать постель от мелких зерен породы, и вместе с тем недостаточной для транспортирования крупных и вымывания из постели мелких зерен полезного ископаемого.

Для определения верхнего предела крупности питания следует найти максимальную крупность взвешенных зерен полезного ископаемого и по этой величине при помощи коэффициента равноскоростности рассчитать максимальную крупность пустой породы, которую можно направлять в шлюз при заданном режиме и скорости движения пульпы. В зависимости от назначения шлюзы делают от 1 до 150 м длиной и от 0,4 до 1,5 шириной. По назначению шлюзы разделяют на гидравлические, приборные, дражные, доводочные, специальные и автоматические.

Гидравлические шлюзы применяют при гидравлической разработке россыпей. Они отличаются большой длиной — от 100 до 150 м, малым наклоном — 0,05 —0,07 и большим наполнением — до 0,4—0,5 м. Эти шлюзы изготавливают в виде отдельных звеньев по 3—4 м.

Приборные шлюзы применяют на обогатительных установках при механической разработке россыпей (бульдозерами, скреперами и т. д.). Длина их не превышает 25—30 м, ширина 0,7—1 м, наклон 0,08—0,12, наполнение — от 0,03 до 0,12 м. Приборные шлюзы имеют еще несколько разновидностей: головные шлюзы, протирочные шлюзы и подшлюзки.

Головные шлюзы устанавливают в первом приеме обогащения для улавливания самородков и крупного золота. Длина их колеблется от 2 до 10 м, наклон 0,12—0,2, наполнение 0,10—0,15, ширина назначается по конструктивным соображениям.

Протирочные шлюзы (колоды) — это такие аппараты, в которых производят ручную дезинтеграцию песков (протирку, пробуторку). Их устанавливают также в первом приеме обогащения. Длина их 10—15 м, наполнение 0,10—0,15 м, наклон 0,06—0,08, ширина определяется объемом пульпы.

Подшлюзки — разновидность шлюзов, предназначены для обогащения мелких фракций песков (мельче 10—12 мм). Устанавливают их во втором приеме обогащения. Как правило, каждый подшлюзок состоит из нескольких параллельно расположенных шлюзов (от 3 до 8). Длина их — до 10 м, ширина 0,6—0,8 м, наклон 0,10—0,12, наполнение — до 0,03 м.

Дражные шлюзы имеют много общего с приборными шлюзами. Длина их зависит от схемы установки, обычно 4,5—6,5 м, наклон 0,10—0,12, наполнение определяется размером отверстий в листах дражной бочки, ширина чаще всего 0,6 м. В последнее время для драг созданы саморазгружающиеся шлюзы. Разработаны две конструкции

этих шлюзов: с резиновой лентой, движущейся перпендикулярно оси бочки, и с металлической цепью, движущейся параллельно оси бочки. Более подробно шлюзы описаны в главе, посвященной обогащению на драгах. Преимущество их заключается в том, что они позволяют отказаться от трудоемкого ручного сполоска и способствуют повышению извлечения.

Доводочные шлюзы предназначены для обработки (доводки) концентратов, снимаемых с основных шлюзов (гидравлических, приборных, дренажных). Длина их редко бывает более 3 м, ширина колеблется от 0,4 до 0,6 м. Часто для сокращения расхода воды и повышения эффективности работы на этих шлюзах устанавливают решетки или сетки. Иногда доводочные шлюзы без решеток называют американками, с решетками — бутарами. Пользоваться этими терминами не рекомендуется, так как они не имеют конкретного значения. Американками в разных золотодобывающих районах называют не только доводочные шлюзы, но и целые обогатительные установки с примитивной схемой обогащения, а также длинные шлюзы, установленные на козлах. Бутарами же называют кроме доводочных шлюзов цилиндрические грохоты, небольшие переносные аппараты для промывки разведочных проб, старательские устройства и крупные обогатительные установки с коническими грохотами (золотопромывальные машины).

Проходнушки — короткие шлюзы, ширина которых не превышает 0,3—0,35 м. В головке шлюза для протирки песков устанавливают стальной перфорированный лист с отверстиями 10—12 мм. Армируют проходнушки мягкими покрытиями и трафаретами с мелкими зазорами. Применяют при старательских работах, на промывке разведочных и контрольных проб.

Специальные шлюзы объединяют группу аппаратов, применяющихся при старательской добыче золота, промывке разведочных проб, опробовании отвалов, промывке мелких (менее 3—5 мм) фракций породы и т. д.

В старательской практике и при промывке проб чаще всего используют шлюзы доводочного типа самых разнообразных размеров, которые определяются в зависимости от опыта руководителей и наличия материалов для изготовления. Для обогащения мелких фракций породы чаще всего применяют ворсистые шлюзы. Они представляют собой короткие (2—3 м) широкие (0,8—1,2 м) желоба, дно которых покрыто сукном или каким-либо другим ворсистым материалом, иногда резиновыми ковриками с соответствующей поверхностью. Пульпа на эти шлюзы подается слоем 3—5 мм. Чаще всего их делают опрокидывающимися на одну из боковых сторон.

Автоматические шлюзы также применяют для обогащения мелких фракций. Отличительная особенность их заключается в частом (через

Таблица 193

Техническая характеристика автоматических шлюзов

Показатели	Шлюз 34КИ	Шлюз ША-1М
Производительность по твердому, т/ч	3	3—5
Число дек	5	5
Размеры дек, мм:		
длина	1800	1800
ширина	1800	900
Полный цикл работы шлюза, мин	5	5
Электродвигатель, квт	1	1,7
Масса, кг	2280	2441
Завод-изготовитель	Ленинградский машиностроительный завод им. Котлякова	

несколько минут) автоматическом сполоске. Техническая характеристика шлюзов приведена в табл. 193.

По технологическим признакам шлюзы разделяют на две группы: при глубине потока пульпы менее 0,050 м их относят к шлюзам мелкого наполнения, при большей глубине потока — к шлюзам глубокого наполнения.

5. Армирование шлюзов

Трафареты применяют для армирования приборных, дражных и доводочных шлюзов. Предпочтение во всех случаях следует отдавать металлическим трафаретам с наибольшей площадью живого сечения.

При крупном материале в питании шлюзов высота трафарета должна быть равной размеру максимальных кусков породы, при мелком (мельче 15 мм) — утроенному размеру максимального куска.

Деревянные торцы, рельсы, камни в первую очередь применяют в тех случаях, когда одновременно с созданием постели необходима дезинтеграция песков на шлюзах. Чаще всего их используют для армирования гидравлических шлюзов. Камни, рельсы, деревянные торцы обладают высокой износостойкостью, поэтому они незаменимы в тех случаях, когда на шлюзы поступают крупные камни и валуны.

При большой длине шлюзов (более 40—50 м), когда в результате сполоска получается значительное количество концентрата, также целесообразно применять эту арматуру. Создавая постель с меньшими живыми сечениями при достаточно большой общей ее площади вследствие большой длины шлюза, она позволяет значительно сократить выход концентрата и облегчить все последующие операции.

Цельнотянутые решетки используют для армирования дражных шлюзов и подшлюзков, на которые подается питание мельче 15 мм. Армирование в этом случае производят следующим образом: на дно желоба укладывают резиновые коврики или маты с сукном и накрывают их решетками. Применение цельнотянутых решеток без мягких покрытий не рекомендуется: вследствие специфической формы ячеек, малой высоты и неровного прилегания ко дну желоба они не могут создать постель требуемой высоты.

Резиновые коврики используют не только с цельнотянутыми решетками, но и самостоятельно на автоматических и ворсистых шлюзах. Резиновые коврики с ячейками специального типа используют также для заливки ртути, когда она применяется на шлюзах.

Сукно, маты из разных материалов самостоятельно используют для покрытия ворсистых шлюзов и в комбинации с цельнотянутыми решетками на дражных шлюзах, подшлюзках, доводочных шлюзах.

Резиновые коврики, маты, сукно часто укладывают на дно шлюза, под трафареты. Трафареты хорошо образуют постель и без мягких покрытий, поэтому применение их в таком сочетании не обязательно.

Использование мягких покрытий совместно с трафаретами может быть целесообразно в тех случаях, когда из-за плохого изготовления трафареты неплотно укладываются в шлюз или доводку концентрата производят на основных шлюзах.

Крепление арматуры в шлюзах производят следующим образом. Трафареты всех типов и цельнотянутые решетки крепят плинтусами, которые прибивают гвоздями (в деревянных желобах) или затягивают при помощи клиньев и уголков, закрепленных на бортах желобов.

Торцы укладывают рядами поперек шлюза и после каждого ряда укладывают доски, которые прибивают к торцам гвоздями. Сверху все это приспособление крепят плинтусами. Иногда торцы при помощи досок набирают в блоки, которые укладывают в шлюзы.

Каменную кладку набирают из плоских камней, которые устанавливают на ребро. Для удержания камней в заданном положении ко дну желоба прибивают через определенные промежутки поперечные брусья или доски.

6. Режим работы шлюзов

Для обеспечения эффективной работы шлюзов необходимо соблюдать определенные требования к их эксплуатации:

1. Уклон шлюзов определяет не только условия перемещения породы, но и уровень извлечения полезных ископаемых. Скорость передвижения по шлюзу невзвешенных кусков породы меньше, чем скорость движения пульпы. В связи с этим в шлюзе накапливается твердая фаза, которая перекрывает доступ взвешенным зернам к постели.

Разрежение этого слоя может быть достигнуто увеличением скорости движения породы, для чего необходимо увеличить наклон шлюза до определенного предела, устанавливаемого в каждом случае практикой.

Приборные и дражные шлюзы следует устанавливать с уклоном не менее 0,10. Влияние угла наклона на работу приборных шлюзов показано в табл. 194.

Таблица 194

Влияние наклона шлюзов на потери золота

Показатели	Результаты опробования		
Наклон шлюзов с мелким наполнением $\sin\alpha$	0,116	0,1	0,08
Разжижение на шлюзах, Ж : Т	36,1	49,8	42,9
Потери золота, %	4,65	7,71	8,98

2. Большое значение имеет частота сполоска неподвижных шлюзов.

Улавливающая постель на дне шлюза имеет определенную емкость, которая заполняется по мере работы. Скорость заполнения постели зависит от ее площади и содержания тяжелых фракций в песках. Для поддержания постели в рабочем состоянии производят сполоск. Таким образом, частота сполоска зависит от площади и скорости заполнения постели. Частоту сполоска для каждого типа шлюзов надо устанавливать отдельно в зависимости от их площади и характера промываемых песков.

3. Интенсивность внутренней циркуляции в потоке пульпы на шлюзах, а следовательно, и активность участия постели в извлечении мелкого золота из потока пульпы зависят от его глубины (наполнения). С увеличением глубины интенсивность снижается, с уменьшением — повышается. В связи с этим во всех случаях следует стремиться к минимальному наполнению в шлюзах.

4. Степень извлечения мелкого золота, находящегося в потоке пульпы во взвешенном состоянии, зависит от возможного количества циклов касания дна. Чем больше циклов, тем выше извлечение. Количество же циклов (при прочих постоянных условиях) зависит от длины шлюза, поэтому ее следует выбирать в зависимости от количества мелкого золота в песках.

5. Механизм извлечения золота на шлюзах определяется законами свободного падения минеральных зерен в воде, а они сохраняют свое значение только при отношении Ж : Т $\geqslant$ 10. В соответствии с этим, независимо от допустимого разжижения по условиям транспортирования, исходя из технологических требований Ж : Т должно быть не менее 10.

Глава III

ОБОГАЩЕНИЕ НА СТОЛАХ И ОТСАДКА

7. Концентрационные столы

Техническая характеристика концентрационных (сотрясательных) столов, выпускаемых отечественными заводами, приведена в табл. 195.

Наиболее высокие технологические показатели концентрации на столах получаются при предварительной гидравлической классификации питания по равнопадаемости. Первичные концентраты и шлихи, содержащие золото, олово и вольфрам, обычно обрабатывают при исходной крупности 3—5 мм без специальной подготовки. Для определения удельной производительности столов на 1 м² площади деки часто пользуются формулой

$$Q = 0{,}2d, \text{ т/ч},$$

где d — максимальный размер зерен в питании, мм.

При общей площади деки F, м² производительность стола выражается формулой

$$Q = 0{,}2Fd, \text{ т/ч}.$$

Применительно к конкретному виду сырья более правильно производительность стола определять экспериментально. По данным практики, при обработке золотосодержащих шлихов и первичных концентратов с промывочных приборов и драг на столах СС-1 и СК-1 без заметного ухудшения извлечения можно допускать нагрузку до 1 м³/ч, на столах большего размера — до 2,5—3 м³/ч.

Режим концентрации на сотрясательных столах во многом определяется крупностью обрабатываемого материала. Высоту нарифлений для крупнозернистого материала делают больше, чем для мелкого. Угол поперечного наклона деки для крупного материала рекомендуется от 5 до 10°, для мелкого — от 2 до 4—5°. Более крупный материал требует большей длины хода (15—20 мм) и меньшей частоты качаний (220—280 в минуту), а при концентрации мелкозернистого материала длина хода рекомендуется в пределах 10—15 мм, число ходов 280—380 в минуту. Нормальное разжижение в питании стола не должно превышать (6—8) : 1. Расход смывной воды подбирают экспериментальным путем в зависимости от крупности и плотности обогащаемого материала. При обогащении россыпей, содержащих золото, платину, олово, вольфрам, титан, циркон и другие редкие металлы, столы используют главным образом для перечистки гравитационных концентратов, получаемых на других аппаратах — отсадочных машинах, винтовых шлюзах и сепараторах, струйных и виб-

Таблица 195

Техническая характеристика концентрационных столов

Показатели	СС-1	СС-2	СК-1	СКМ-1А	СК-22	СК-6	ЯСК-1Б	ЯСК-2	30в-КЦ-1
Количество дек	1	1	1	1	3	6	6	12	1
Размеры деки, мм:									
длина	2160	4620	2100	4500	Площадь 3 дек 22,5 м²	3400 *	2120 ** 3160*** 4200 ****	2120 ** 3160*** 4200 ****	990
ширина	1050	1800	1000	1800		1800	800	800	410
Длина хода деки, мм	12—28	8—30	12—25	12—20	12—20	6—25	12—20	10—20	8—16
Число ходов деки в минуту	200—300	230—300	230—400	230—300	230—350	270—350	230—350	300	300—450
Угол поперечного наклона деки, град	0—10	0—10	0—10	2—8	0—8	0—10	0—10	0—10	0—10
Электродвигатель:									
тип	АД-21/6	АД-31/6	АО-41-6	АО-42-6	—	—	АО-42-6	АО-51-6	АОЛ-51-4
мощность, квт	0,55	1,4	0,6	1,7	—	—	1,7	2,8	0,6
скорость вращения вала, об/мин	945	1000	930	930	—	—	930	930	1410
Размеры, мм:									
длина	3395	6110	3200	5715	—	—	5400	5470	1988
ширина	1074	1920	1095	1800	—	—	2090	2220	465
высота	620	770	900	1200	—	—	1550	1975	345
Масса стола, кг (без электродвигателя)	385	1200	480	1300	1830	2400	1740	3250	97
Производительность, т/ч	0,4—0,6	0,8—1,5	0,3—0,5	0,5—5,0	1,5—15	12	1—10	2—20	50 кг/ч
Завод-изготовитель	Ленинградский машиностроительный завод им. Котлякова		Новосибирский машиностроительный завод «Труд»			Пермский машиностроительный завод	Новосибирский машиностроительный завод «Труд»		

* Все 3 деки одинаковой длины.
** Верхняя дека.
*** Средняя дека.
**** Нижняя дека.

рационных концентраторах. Широко используются столы на шлихообогатительных и доводочных фабриках для доводки гравитационных концентратов и выделении мономинеральных продуктов, для сокращения концентратов перед амальгамацией, магнитной и электрической сепарацией. Лабораторные концентрационные столы часто применяют как контрольные аппараты для определения содержания полезных ископаемых в песках и продуктах обогащения.

По данным опробований ВНИИ-1, извлечение золота на столах при обработке шлюзовых концентратов на ШОФ составляет 99—99,5%. Извлечение касситерита и шеелита при перечистке на столах концентратов отсадочных машин и винтовых сепараторов также достигает 99,5%.

8. Отсадка и отсадочные машины

Отсадка — один из наиболее распространенных способов обогащения полезных ископаемых.

В зависимости от крупности полезного ископаемого отсадка может производиться с получением только подрешетного (мельче 2—3 мм) или надрешетного концентрата либо с одновременным получением обоих концентратов. При этом подрешетный концентрат подвергается дополнительной перечистке на концентрационном столе или на аппарате, его заменяющем.

В практике обогащения песков россыпных месторождений применяют преимущественно диафрагмовые отсадочные машины с нижним или боковым расположением диафрагмы — ОМДСД, МОД, ОМД и машины с подвижным конусом.

Техническая характеристика отсадочных машин приведена в табл. 196.

Для правильной работы отсадочной машины средняя скорость воды в решетном отделении не должна быть меньше минимальной, при которой только начинается разрыхление наибольших зерен легкого минерала,

$$v_{min} = 0{,}125 v_0,$$

где v_0 — скорость свободного падения, см/сек.

При обогащении золотосодержащих песков на основных операциях ход диафрагмы обычно принимают 35—40 мм, число пульсаций 125—140 в минуту, на перечистке — соответственно 10—30 мм и 180—250 в минуту. При обработке оловоносных песков на обогатительных установках выдерживают следующий режим отсадки: длина хода диафрагмы 40—50 мм, частота пульсаций 130—150 в минуту. Для золотосодержащих песков длина машин должна быть не менее 2 м, для песков, содержащих ценные минералы с удельной массой 3,5—8 г/см^3,— не менее 4 м. В качестве искусственной постели при отсадке

Таблица 196

Техническая характеристика отсадочных машин

Показатели	ОМДСД-1	ОМДСД-2М	ОМД-1000	ПА-1 (О-84)	МОД-1 (МО-0,6)	МОД-4
Число камер	4	4	2	2	2	4
Размеры камеры, мм	1000×1000	1000×1000	1000×1000	1000×1000	600×600	1000×1000
Длина хода диафрагмы (конуса), мм	0—60	0—50	0—50	0—50	0—16	0—75
Число пульсаций диафрагмы (конуса) в минуту	125, 155	131, 165	220, 250, 335	125, 180	475, 825	130—350
Рекомендуемая крупность питания, мм	До 16	До 16	До 16	До 12	До 10	До 30
Производительность машин, м³/ч	8—24	8—24	До 16	5—15	До 6	8—24
Электродвигатель привода: тип	АО-51-6	АО-51-6	АД-32-6	—	АО-51-6	АО2-32-6
мощность, квт	2,8	2,8	1,7	4	2,8	2×2,2
скорость вращения вала, об/мин	1000	950	1420	—	950	1000 (синхронный)
Размеры машины, мм: длина	2670	3200	2348	2610	1988	3196
ширина	2905	2200	1435	1705	943	2432
высота	1600	1700	1580	2170	1690	1650
Масса машины, кг	2470	2230	1246	1620	692	2600
Завод-изготовитель	ИЗТМ	Новосибирский машиностроительный завод «Труд»				

золотосодержащих песков чаще всего применяют чугунную или стальную дробь, иногда сульфиды. Для отсадки оловоносных песков более пригоден дробленый и просеянный гематит. Размер зерен постели обычно в 3—4 раза превышает размер отверстий сита отсадочной машины. Толщина постели 40—50 мм. При отсадке узкоклассифицированного материала удельная нагрузка допускается выше, чем при ширококлассифицированном, и в зависимости от крупности составляет от 5 до 10 $м^3/ч$ на 1 $м^2$ решета. В случае отсадки ширококлассифицированного материала рекомендуется нагрузка при обогащении золотоносных песков 5—6 $м^3/ч/м^2$, а для песков, содержащих минералы более низкого удельного веса, 3—4 $м^3/ч/м^2$.

9. Винтовые сепараторы

В практике обогащения руд и россыпей цветных, редких и благородных металлов в последние годы начали широко применять винтовые сепараторы (табл. 197).

Таблица 19

Показатели	СВ-500	СВМ-750А	СВМ-1200
Диаметр желоба, мм:			
внутренний	550	750	1200
наружный	—	800	1220
Шаг витка, мм	—	450—550	650—750
Число витков	5	4	4
Площадь, $м^2$	0,63	1,26	2,25
Высота, мм	2636	4000	4295
Максимальная крупность питания, мм:			
пустая порода	12	12	16
ценные минералы	1	2	4
Производительность, т/ч	1—2	3—8,0	12—16
Расход смывной воды, л/сек	0,25	0,5	1,0
Содержание твердого в пульпе, %		20—40	
Масса сепаратора, кг	391	475	950
Завод-изготовитель	Усольский завод горного оборудования		

При обогащении тонкозернистых песков, содержащих ценные минералы крупностью менее 0,25 мм, концентрация ведется с двойной или тройной контрольной сепарацией хвостов первичного обогащения. Максимальная крупность частиц пустой породы в питании сепаратора не должна превышать 12—16 мм, а желательный размер частиц ценных минералов находится в пределах —4 +0,074 (0,05) мм. Извлечение их в коллективный концентрат составляет обычно 90—

97% при степени обогащения 5—10. Производительность винтовых сепараторов зависит от характера обогащаемого материала и параметров сепарации и изменяется в довольно широких пределах. Выход концентрата на сепараторах в 10—15 раз выше, чем на шлюзах, и в 2—3 раза, чем на отсадочных машинах, что требует развитого узла доводки.

10. Новые аппараты гравитационного обогащения руд и песков

Струйные концентраторы и конусные сепараторы. Основным общим элементом этих сепараторов является желоб с плоским днищем, суживающийся к разгрузочному концу. Пульпа, содержащая 40—60% твердого по весу, поступает с минимально возможной скоростью на желоб, установленный с уклоном 12—20°, равномерно распределяясь по его ширине. В процессе движения пульпы по желобу минеральная смесь расслаивается по плотности: тяжелые минералы концентрируются в нижнем, медленно текущем слое пульпы, а легкие движутся с большей скоростью в верхних слоях потока. В конце желоба вследствие его сужения высота потока пульпы резко увеличивается, что позволяет с помощью специальных отсекателей выделять различные по плотности слои пульпы в виде конечных продуктов обогащения.

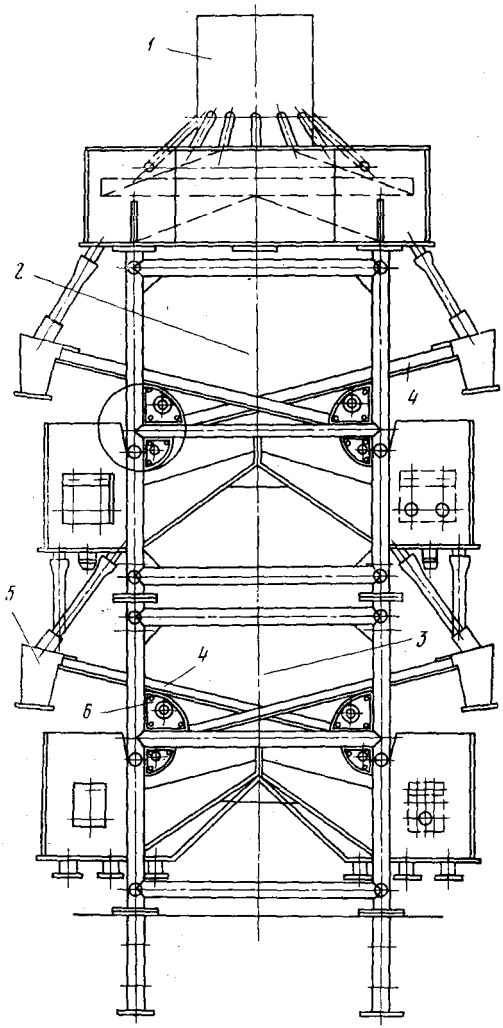


Рис. 144. Струйный концентратор Гипредмета (поперечный разрез):

1 — пульподелитель; *2* — верхняя секция; *3* — нижняя секция; *4* — струйный желоб; *5* — питающая коробка; *6* — механизм регулировки уклона струйных желобов

Струйный концентратор конструкции Гиредмета состоит из пульподелителя типа «сегнерова колеса» диаметром 1000 мм и высотой 1400 мм и двух секций (верхней и нижней) наклонных суживающихся желобов (по 12 в секции) размером 250 × 20 × 1000 мм. Продукты обогащения разгружают с помощью подвижных отсекателей. Кроме того, в хвостовой части днища желобов имеются щели с регулируемой шириной от 0 до 3 мм для лучшей разгрузки тяжелой фракции. Размеры концентратора 1420 × 2400 × 3000 мм, масса 300 кг, крупность питания — 2 +0,044 мм. Общий вид струйного концентратора показан на рис. 144.

Концентратор выполняет операции первичного обогащения, перечистки концентратов и очистки хвостов, причем каждую секцию можно использовать как самостоятельный агрегат.

Производительность концентратора по свежему питанию в зависимости от его крупности 3—8 т/ч, удельная производительность на 1 м² занимаемой площади 0,9—2,3 т/ч. Извлечение ценных минералов из россыпей на струйных концентраторах составляет 95—99%, из руд — 85—90% при выходе отвальных хвостов соответственно 80 и 70%.

Конусный сепаратор СК2-М Верхнеднепровского комбината предназначен для гравитационного обогащения руд и россыпей крупностью —4 + 0,074 мм.

Техническая характеристика сепаратора СК2-М

Производительность при крупности питания 0,25 мм, т/ч	20—40
Содержание твердого в пульпе по весу, %	40—60
Диаметр основания рабочего конуса, мм	2000
Скорость вращения питателя (сегнерова колеса), об/мин	20—40
Размеры, мм:	
длина	2160
ширина	2160
высота	2290
Масса сепаратора, кг	1460

Серийное производство конусных сепараторов организовано на заводе «Труд» (г. Новосибирск) и Усольском заводе горного оборудования.

Трубный виброконцентратор ВК-2М, разработанный во ВНИИ-1, относится к числу новых аппаратов, в котором интенсификация гравитационного обогащения достигается путем использования энергии вибраций. Аппарат предназначен для концентрации неклассифицированного обесшламленного материала руд и песков крупностью —3 + 0,074 мм.

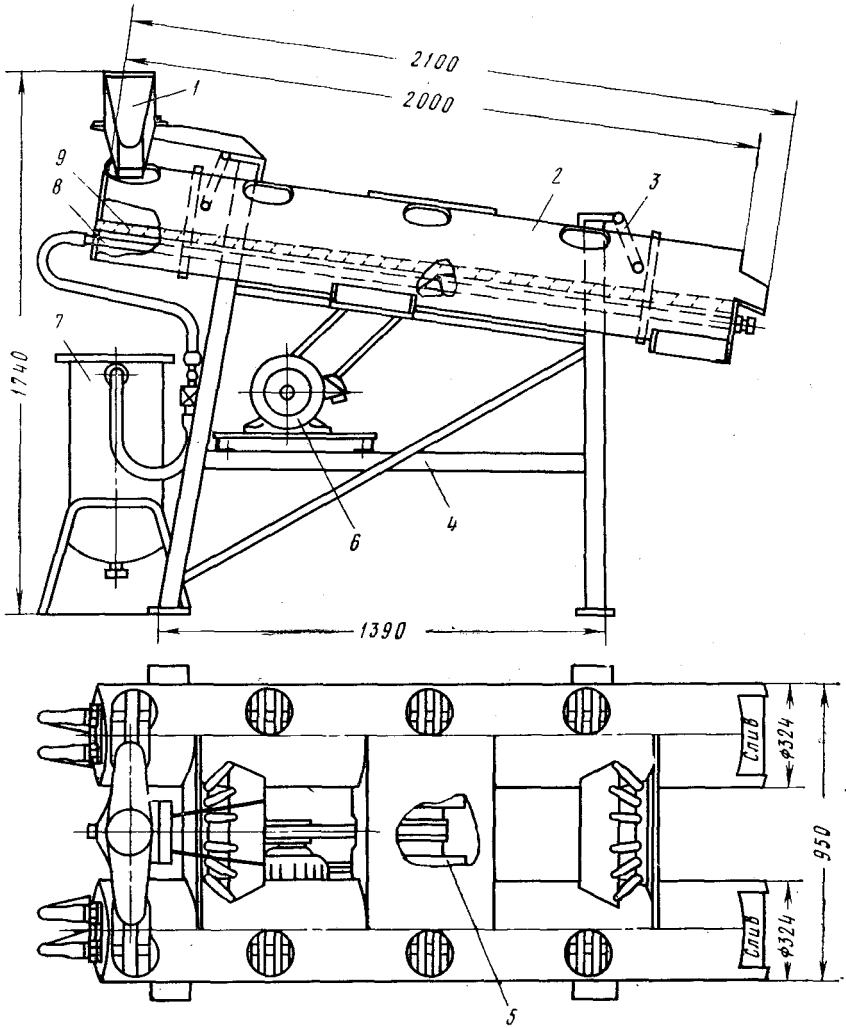


Рис. 145. Общий вид вибрационного концентратора ВК-2м:

1 — пульподелитель; *2* — корпус концентрационного элемента; *3* — пружины; *4* — рама; *5* — вибратор; *6* — электродвигатель; *7* — фильтр-отстойник; *8* — перфорированные трубы (оросители); *9* — решетка

Общий вид виброконцентратора показан на рис. 145. Он состоит из двух жестко связанных между собой концентрационных элементов длиной по 2 м, корпус которых изготовлен из трубы диаметром 300 мм.

Техническая характеристика виброконцентратора ВК-2М

Производительность, т/ч	6—10
Плотность питания, Т : Ж	1—2
Расход подрешетной воды, л/сек	2
Угол наклона, град	6—7
Амплитуда колебаний, мм	0,2—0,7
Частота вибраций, гц	16—33
Потребляемая мощность, квт	1,4
Размеры, мм:	
длина	2100
ширина	950
высота	1740
Масса, кг	630

Вибрационный концентратор, обеспечивая практически равноценные с концентрационным столом качественные показатели обогащения, имеет в 15—20 раз большую производительность на 1 м² занимаемой площади и расходует в 2—3 раза меньше воды и электроэнергии.

Вибрационный шлюз (разработан ВНИИ-1) представляет собой металлическую конструкцию, состоящую из двух независимых параллельно расположенных двухбортных колод, армированных обычным способом и соединенных с остовом — шасси посредством амортизационных пружин. Остов — шасси имеет сани и водило для передвижения. Вибрация колод осуществляется от вибраторов С-433А. В конструкции предусмотрен механизм подъема колод для регулирования их уклона и устранения перекосов.

Вибрационный шлюз предназначен для промывки эфельных фракций золотосодержащих песков крупностью до 30 мм и используется в схеме скрубберных промывочных приборов вместо обычных неподвижных шлюзов. Применение его позволяет на 50% сократить расход воды и снизить потери золота до 0,15—0,4%.

Техническая характеристика вибрационного шлюза

Типизированный размер ВШ-1	2×720×6000
Площадь улавливающих шлюзов, м²	8,65
Размеры колод, мм:	
длина	6000
ширина	720
высота бортов	270
Угол наклона шлюзов переменный	От 2° 30′ до 10° 30′
Тип вибратора	С-433А
Масса, кг	2800

Режим работы виброшлюза характеризуется следующими параметрами: размах колебаний 0,2—0,3 мм, частота 46,5 гц, уклон — от 0,06 до 0,14, разжижение пульпы по объему — в пределах Ж : Т от 6 до 40. Производительность шлюза зависит от его уклона.

Электронные самородкоуловители. Управлением пуско-наладочных работ и центральным конструкторским бюро объединения «Северовостокзолото» разработана конструкция электронных самородкоуловителей для промывочных приборов (СЭУ-1) и драг 210 и 250 л (СЭД-5). Они предназначены для извлечения самородков золота весом более 25—30 г из галечного материала крупностью до 100—130 мм после скруббера или дражной бочки.

Техническая характеристика электронных самородкоуловителей

Марка самородкоуловителя	СЭД-5	СЭУ-1
Производительность, м³/ч	290	15—20
Максимальная крупность питания, мм	100	130
Максимальная масса регистрируемого самородка, г	30	25
Ширина ленты конвейера, мм	800	600
Скорость движения ленты, м/сек	1,73	1,0
Мощность электродвигателя привода конвейера, квт	10	7
Тип электромагнитного привода отсекающего устройства	КМТ-4А	
Масса с силовым шкафом и электронным блоком, кг	6670	1800

Самородкоулавливающая отсадочная машина конструкции Е. И. Богданова предназначена для извлечения самородков крупнее перфорации основного грохота из гальки промывочных приборов и драг.

Машина состоит из корпуса с двумя отделениями (отсадочным и поршневым), привода поршневого механизма, скребкового конвейера с приводом и устройства для поворота решета. Выделение самородков из галечного материала происходит в надрешетном пространстве отсадочного отделения машины. Благодаря повороту решета концентрат выгружается из корпуса через люки. Самородки из концентрата выбирают вручную. Подрешетная фракция (мельче 3—5 мм) самотеком или гидроэлеватором малого размера направляется на перечистное устройство (шлюз).

Техническая характеристика самородкоулавливающих отсадочных машин

Марка машины	ОМТ-IIIА-600	ОМТПП-1-8 00
Производительность, м³/ч	40	60
Максимальная крупность питания, мм	100	140
Ширина скребковой цепи, мм	600	800
Площадь решета, м²	1,2	1,42
Площадь поршня, м²	0,93	1,31
Скорость движения скребковой цепи, м/сек	0,28—0,32	0,28—0,32

Марка машины	ОМТ-IIIА-600	ОМТПП-I-800
Толщина естественной постели, мм:		
для золота	250	250
для олова	320	320
Число двойных ходов поршня в минуту	71—95	76—94
Величина хода поршня, мм	144—260	140—190
Расход воды, л/сек	3—4	5
Мощность электродвигателя поршневого механизма (n=1460 об/мин), квт	13	13
Мощность электродвигателя конвейера (П= =1460 об/мин), квт	10	13
Масса, т	7,8	11,43

11. Обезвоживание и сгущение

На драгах, обогатительных установках и стационарных фабриках обычно используют типовое обезвоживающее оборудование, применяемое при обогащении руд. В отдельных случаях разрабатывают специальные конструкции обезвоживающих устройств или аппаратов. Для драг рекомендуется обезвоживающее устройство, разработанное институтом Иргиредмет. Оно работает по принципу гидравлического классификатора свободного падения и состоит из нескольких секций. Количество секций выбирают в зависимости от необходимой производительности и ширины обезвоживаемого потока.

Несколько измененная конструкция обезвоживающего устройства (эфелесборник-обезвоживатель) предложена ВНИИ-1 для гидроэлеваторных приборов с двухстадиальной схемой обогащения (ПГБ-1000). Устройство оборудовано сливными порогами для сброса излишней воды и разгрузочным окном (в нижней части) с регулируемой величиной площади живого сечения. На россыпях возможно также применение механических классификаторов.

На драгах с черпаками емкостью 210 и 380 л применяют эфельные колеса, представляющие по существу обезвоживающие ковшовые элеваторы, которые обеспечивают отбор пульпы из эфельных колод, обезвоживание ее и погрузку твердой фазы эфелей на галечный конвейер.

На 210—250-л драгах, модернизированных по схеме ВНИИ-1, для этой цели используют наклонные обезвоживающие элеваторы 30-4С, по одному с каждого борта драги (с правым и левым исполнением). Для обезвоживания крупнозернистых продуктов применяют также подвижные и неподвижные грохоты. Оборотную воду при разработке россыпей осветляют обычно посредством сооружения отстойников и фильтрационных дамб, а на дражных полигонах — отстойных плотин.

Глава IV

ПРОМЫВОЧНЫЕ ПРИБОРЫ И УСТРОЙСТВА

12. Ручные промывочные аппараты и простые шлюзовые приборы

Азиатский ковш по внешнему виду напоминает ковш для воды. Песок в ковше протирают вручную, после чего крупную гальку и щебенку выбирают, а мелкую фракцию смывают водой через полую ручку-горло.

Батея — лоток конической формы диаметром 350—510 мм и и глубиной 40—62 мм изготовляется из дерева или листового железа.

Американский лоток — круглый металлический таз глубиной 50—70 мм, диаметром 300—450 мм с бортом под углом 30—40°. Пески на батее и американском лотке протирают вручную с отборкой крупной гали. Оставшаяся мелкая фракция песков расслаивается возвратно-поступательным вращением лотка и смывом поверхностных слоев.

Китайский, корейский и якутский лотки. Китайский и корейский лотки долбятся из целого куска дерева и имеют сложную конфигурацию. Ширина лотков не более 600 мм. Корейский лоток в отличие от китайского имеет бóльшую глубину и схождение плоскостей под углом (без закруглений).

Якутский деревянный лоток делают из досок. Он состоит из двух сочлененных плоскостей, образующих дно, и двух бортов. Якутский лоток может быть также изготовлен из листового железа и других материалов.

Проходнушка малая — шлюз шириной 200—400 мм, длиной 1—3 м. Устанавливается в зависимости от промывистости и крупности песков с уклоном $i = 0{,}1—0{,}2$. Производительность по пескам 1—1,5 м³/смену.

Проходнушка большая — шлюз шириной 300—500 мм, длиной 3—6 м. Устанавливается с уклоном $i = 0{,}05—0{,}20$. Производительность по пескам 2—3 м³/смену. Крупную фракцию песков (крупнее 100 мм) выбирают вручную. Проходнушки используют при геологоразведочных и мелких старательских работах.

Ленский шлюз. Ширина 0,45—0,75 м, длина при промывке легкопромывистых песков 45—60 м, труднопромывистых 70—90 м. Расход воды 65—85 л/сек на 1 м ширины шлюза. Производительность шлюза по пескам — до 22 м³/ч на 1 м ширины шлюза.

В зависимости от промывистости песков уклон i головной части принимают равным 0,11—0,18, средней 0,08—0,12, концевой 0,06—0,09.

Вашгерд — широкий (0,8—1,4 м) и короткий (1,7—2,8 м) гладкий шлюз с бортами высотой 0,3—0,5 м, изготовленный из оструганных

досок. Вашгерд используют для доводки концентрата шлюзов, иногда для промывки богатых песков или геологоразведочных проб. В зависимости от назначения вашгерда его уклон изменяют от 0,01 до 0,04. Промывка на вашгерде заключается в перегребании промываемого материала гребком против потока. Крупные фракции материала выбирают руками или отбивают гребком в сторону хвостового порога.

13. Шлюзовые промывочные приборы с плоскими грохотами

Ручная бутара — шлюз шириной 0,3—0,6 м, длиной 1,5—2,5 м, с грохотом в голове шлюза. Грохот квадратный размером 0,3—0,5 м с перфорацией диаметром 10—20 мм, уклон шлюза 0,10—0,25.

Бутары бывают одно- и двухоборотные. На промывку 1 м³ песков в среднем требуется 10—15 м³ воды.

Производительность бутары (в зависимости от промывистости песков и организации работ) составляет 0,3—0,8 м³/ч. Пески протирают на грохоте вручную с одновременной подачей воды. Отмытая от примазки фракция песков крупнее перфорации грохота сбрасывается в отвал, а мелкая поступает на шлюз.

Кулибины — крупные промывочные установки большой производительности, состоящие из протирочных колод, грохотов и шлюзов, располагаемых в различных комбинациях в технологических схемах промывки песков. Особенности этих установок достаточно полно представлены в конструкции енисейской кулибины.

Енисейская кулибина состоит из двух параллельно расположенных колод шириной 0,55 м, длиной 10 м каждая, с уклоном 0,16, в которых производится дезинтеграция песков. Продезинтегрированные пески с обеих колод поступают на колосниковый грохот шириной 1,25 м и со щелями 12—20 мм. Галька с грохота удаляется в отвал, а подгрохотная фракция направляется на шлюз шириной 1,25 м, длиной 5 м. Уклон шлюза 0,15. Производительность кулибины 10—15 м³/ч. Производительность больших кулибин достигает 50 м³/ч.

На кулибинах всех типов расход воды в среднем составляет 10—15 м³ на 1 м³ песков.

Передвижная золотомойка (рис. 146), предложенная И. И. Кочергиным, состоит из двух наклонно расположенных грохотов с поддонами и двух шлюзов мелкого наполнения.

Пески, поданные к золотомойке, размываются гидромонитором и транспортируются по первому грохоту (перфорация 20—22 мм), установленному наклонно.

Крупная и не просеявшаяся на первом грохоте мелкая фракции песков попадают на отражатель, которым они направляются на второй грохот (перфорация 22—25 мм). Надгрохотный продукт второго грохота — галька и хвосты шлюзов удаляются в отвал.

Подгрохотная фракция первого грохота по поддону поступает в трехсекционный шлюз мелкого наполнения длиной 6,5 м (ширина секции 0,9 м).

Подгрохотная фракция второго грохота по поддону направляется на двухсекционный шлюз длиной 3,5 м (ширина секции 0,72 м), хвосты которого поступают также на трехсекционный шлюз.

Золотомойка выполнена в виде цельнометаллического агрегата, установленного на полозьях. Масса золотомойки 10,2 т.

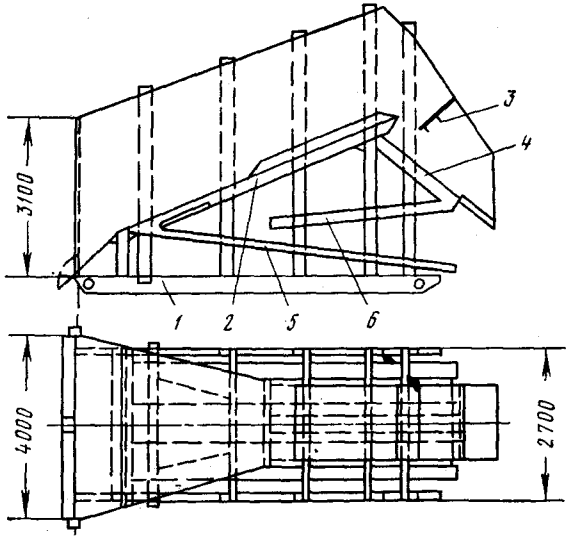


Рис. 146. Передвижная золотомойка:

1 — остов; *2* — грохот с поддоном основной; *3* — отражатель; *4* — грохот с поддоном дополнительный; *5* — шлюз трехсекционный; *6* — шлюз двухсекционный

Суточная производительность от 500 до 780 м³ песков. Расход воды около 500 м³/ч при давлении на насадке гидромонитора 20—40 м вод. ст.

Удельный расход воды изменяется от 13 до 21 м³ на 1 м³ песков.

14. Скрубберные промывочные приборы

Скрубберные промывочные приборы созданы и получили наиболее широкое применение в Магаданской области и Якутской АССР.

Промывочные приборы с деревянными эстакадами предшествовали металлическим разборно-переносным промывочным приборам.

В настоящее время находятся в эксплуатации и изготовляются заводами объединения «Северовостокзолото» металлические разборно-переносные промывочные приборы следующих марок: МПД-2, МПД-6, МПП-1, МПД-4, МПД-4м, ПКС-700 и ПКС-1200. Они различаются в основном конструктивными особенностями. В технологическом

отношении все они основаны на применении комбинированных дезинтеграторов (скрубберов) и шлюзов в разных сочетаниях.

По наиболее простой технологической схеме, предусматривающей грохочение в скруббере с однослойным барабанным грохотом и промывку подгрохотной фракции на шлюзе мелкого наполнения, работают промывочные приборы МПД-2 и МПД-6. По такой же схеме (в случае исключения из схемы головного самородкоулавливающего шлюза) может эксплуатироваться промывочный прибор МПП-1.

Промывочный прибор МПД-2 до 1955 г. эксплуатировался со скреперным погрузчиком на подаче песков и двумя последовательно расположенными отвальными галечными конвейерами для уборки гальки от промывочного прибора.

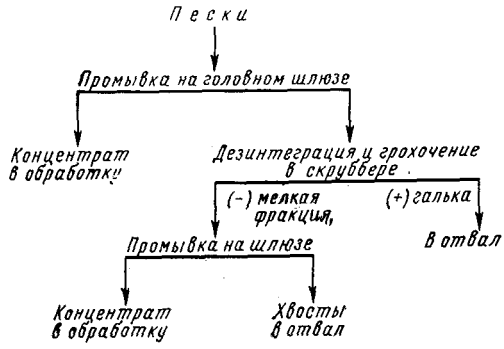


Рис. 147. Технологическая схема промывочных приборов МПП-1 и МПД-4

В 1957 г. прибор был оборудован бульдозерным бункером с каретчатым питателем для подачи песков на конвейер и отвальным стакером.

Промывочный прибор МПД-6 не имеет завалочного бункера и конвейера подачи песков. Пески подаются непосредственно в завалочный люк скруббера. Этот прибор наиболее удобен на промывке террасовых россыпей, когда обеспечивается удобство подачи песков и складирование эфелей «вразнос». В некоторых случаях промывочный прибор МПД-6 оборудуют землесосной установкой, что приводит к увеличению его веса и повышенному расходу мощности.

Промывочный прибор МПП-1 (рис. 147) является усовершенствованной модификацией промприбора МПД-2 и отличается от него наличием головного самородкоуловителя. Конструктивно промывочный прибор состоит из автономных узлов, которые при перестановке транспортируются без разборки. Прибор предназначен для промывки на одной стоянке до 10—15 тыс. м³ песков.

При отсутствии в песках крупного золота промывочный прибор МПП-1 может эксплуатироваться без головного самородкоулавливающего шлюза. В этом случае его масса снижается до 28 т, а расход воды — до 50 л/сек.

При необходимости промывочный прибор может быть дополнен отсадочной машиной, устанавливаемой в конце эфельных шлюзов. Для этого могут быть использованы отсадочные машины ОМДСД-2м

или МОД-4. Если не обеспечивается самотечный разнос эфелей, для их перекачки может быть установлен землесос 4НЗ.

Промывочный прибор МПД-4 (см. рис. 147). Было несколько модификаций промывочного прибора МПД-4, различающихся между собой размерами отверстий грохота скруббера и шлюзами.

Вариант МПД-4, использующийся в настоящее время, имеет на всей длине грохота отверстия размером 20 мм и двухсекционный шлюз с шириной секции 0,72 м.

Увеличение размера перфорации до 20 мм на всей длине обеспечило получение высоких коэффициентов грохочения фракций мельче

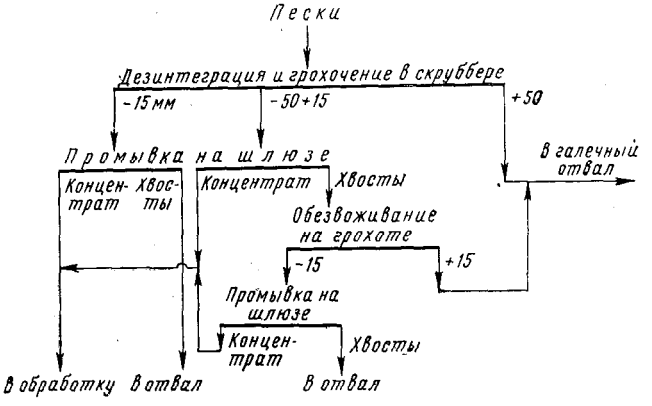


Рис. 148. Технологическая схема промывочного прибора МПД-4м

15 мм, что позволило расширить область применения промывочного прибора МПД-4. Этот тип промывочного прибора получил наиболее широкое распространение.

В 1957 г. была выпущена серия модифицированных приборов МПД-4м (рис. 148).

Промывочный прибор ПКС-1-700 оборудован более тяжелым скруббером, имеющим дезинтегрирующий набор в глухом ставе. Скруббер в состоянии принимать пески с валунами максимальным размером до 600 мм. Он оборудован системой грохотов, обеспечивающих получение трех разных по крупности фракций песков. В соответствии с этим он имеет один или несколько шлюзов.

В связи с повышением крупности песков ПКС-1-700 оборудован более производительным конвейером для подачи песков и стакером для уборки гальки. В случае использования отсадочной машины ОМТ-III-А-600 для извлечения самородков золота (вместо самородкоулавливающего шлюза) размер отверстий грохота увеличивается с 50 до 100 мм.

Техническая характеристика металлических

Показатели	МПД-2, 1955 г.	МПД-6, 1966 г.	МПП-1, 1965 г.
Производительность:			
м³/ч	До 20	До 20	До 20
м³/сутки	300—400	300	300
Расход воды, л/сек	50	50	50—80
Бункер:			
тип	Скреперно-погрузочный	Завалочный люк	ББК-III-800
масса, т	6,2	0,1	5,24
Конвейер:			
тип	Эстакадный	Нет	ТСШМ
ширина ленты, м	0,75	—	0,70
длина, м	21,0	—	50
масса, т	4,17	—	7,86
Скруббер:			
тип	Б-1948 г.	Б-1948 г.	Б-1948 г.
размер перфорации, мм	16—30	30	20—30
масса, т	4,3	4,3	н. д.
Эфельные шлюзы:			
количество секций	2	2	2
ширина секции, м	0,72	0,72	0,72
рабочая длина секции, м	13,5	12,4	12,4
Самородкоулавливающие шлюзы:	Нет	Нет	
количество секций	—	—	1
ширина секции, м	—	—	0,6
рабочая длина секции, м	—	—	2,7
масса шлюзового комплекта, т	6,18	2,42	5,97
Галечный стакер:			
тип	—	СПЗ-I-650	СОЗ-III-600
ширина ленты, м	0,50	0,65	0,60
длина, м	8,8+18,0	27,7	36,6
масса, т	4,5	5,29	4,22
Общая масса прибора, т	28,7 *	16,3	31,5
Установочная мощность, квт	58 *	17,5	37
Насосная станция:			
тип насоса	6НК	6НК	6НК/8НДВ
мощность электродвигателя, квт	20	20	20/55

* Без землесоса 4НЗ. Масса землесосной установки 1,2 т; установочная мощность 28 квт.

Таблица 198

разборно-переносных промывочных приборов

МПД-3, 1954 г.	МПД-4, 1965 г.	МПД-5, 1956 г.	ПКС-1-700, 1967 г.	ПКС-1-1200, 1968 г.
До 40	30	До 40	До 35	
500—800	600	450—800	До 700	До 1200
120	80	80—130	120	120
Бульдозерный питатель	ББК-III-800	ББК-II	ББК-III-800	ББК-II-М
2,61	4,32	4,5	4,32	5,72
Эстакадный	ТСШМ	ТСШМ	КППШ-II-800	КППШ-II-800
0,75	0,70	0,70	0,80	0,80
85	70	82	70	108
12,57	12,56	11,26	17,72	22,89
ДС-53	ДС-53	ДС-55	АСК-700	АСК-1200
10; 20; 50	20	15; 50	20; 50	20; 125
5,09	5,09	8,58	12,40	15,20
2	2	2	2	4
0,72	0,72	0,72	0,72	0,72
13,7	12,4	12,0	11,2	9,6
		Головной		ОМТ-800
1; 1	1	1	1	1
0,52; 0,35	0,6	0,72	0,45	0,80
13,7; 13,7	2,7	12	11,2	1,8
7,58	3,35	6,20	4,90	17,75
—	СПЗ-IV-600	СОЗ-III-600	СПЗ-I-650	СПЗ-800
0,60	0,60	0,60	0,65	0,80
16,0	44,7	36,3	43,7	44,0
3,91	6,08	4,22	5,82	9,0
46,0	35,0 *	43,4	43,5	69,5
57	48 *	62	70	113
8НК	8НК	6НДВ/8НДВ	8НДВ	8НДВ
40	40	55/75	75	75
			4,8	4,8

Технологическая схема прибора ПКС-1-700 показана на рис. 149.

Промывочный прибор ПКС-1-1200. Скруббер промывочного прибора ПКС-1-1200 конструктивно аналогичен скрубберу промывочного прибора ПКС-1-700, но мощнее его. Крупная фракция песков размером —125 + 20 мм обогащается на отсадочной машине ОМТПП-1-800.

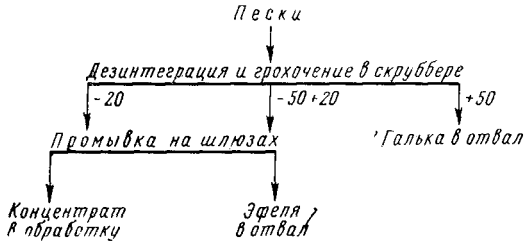


Рис. 149. Технологическая схема промывочного прибора ПКС-1-700

Хвосты отсадочной машины поступают на стакер и вместе с галькой укладываются в отвал. Подрешетный концентрат отсадочной машины промывается на специальных шлюзах. Крупные самородки (больше 10—15 мм) оседают на решете машины в виде надрешетного концентрата, который периодически выпускается. Самородки из концентрата выбирают вручную.

Техническая характеристика металлических разборно-переносных промывочных приборов приведена в табл. 198.

15. Приборы для промывки оловосодержащих песков

На промывке оловосодержащих песков используют те же промывочные приборы, что и на промывке золотоносных песков. В этом случае вместо шлюзов устанавливают отсадочные машины. В результате обогащения подгрохотной фракции песков на отсадочных машинах получают надрешетный концентрат, являющийся готовым товарным концентратом, и подрешетный концентрат. Подрешетный концентрат перечищается на концентрационных столах с выделением готового товарного концентрата и перечисткой промпродукта на этих же столах.

Для отсадки эфельных фракций песков мельче 15—30 мм используют отсадочные машины ОМДСД-1, ОМДСД-2, ПА-1, ОМД-1000 и МОД-4. Для этой цели могут быть использованы отсадочные машины любых конструкций, с большим ходом диафрагмы или поршня и соответствующей производительностью.

Для извлечения самородков касситерита крупнее 15—30 мм используют отсадочные машины типа ОМТ. В этом случае применяют скрубберы, оборудованные дополнительным грохотом с отверстиями размером 100—125 мм.

На промывке песков с касситеритом мельче 10—12 мм применяют промывочные приборы МПД-4 (прииск «Красноармейский»).

Центральным конструкторским бюро ВНИИ-1 на базе промывочных приборов ПКС-1-700 и ПКС-1-1200 для промывки оловосодер-

жащих песков разработаны промывочные приборы — соответственно ПКСО-1-50 и ПКСО-1-75 с производительностью по пескам 50 и 75 м³/ч.

Для обогащения эфельной фракции песков мельче 30 мм на промывочном приборе ПКСО-1-50 предусмотрено параллельное или последовательное расположение двух четырехкамерных отсадочных машин МОД-4, на промывочном приборе ПКСО-1-75 — четырех отсадочных машин МОД-4, из которых две машины используются на основной отсадке, две — на перечистке хвостов. Для перечистки подрешетных концентратов отсадочных машин на приборах ПКСО-1-50 и ПКСО-1-75 предусматривается установка соответственно двух и четырех концентрационных столов. Отсадочные машины работают без искусственной постели.

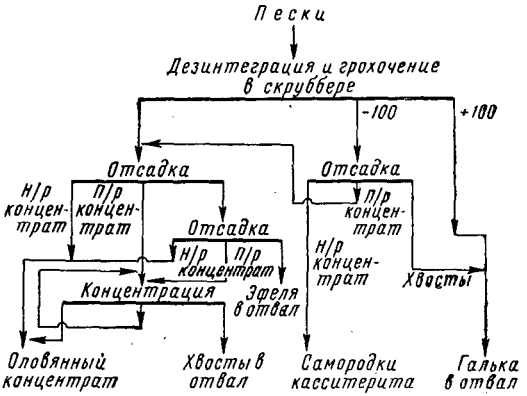


Рис. 150. Технологическая схема промывочных приборов ПКСО-1-50 и ПКСО-1-75

По мере работы машины на решете образуется естественная постель в виде надрешетного концентрата из касситерита крупнее 2—3 мм.

Надрешетный концентрат по мере его накопления снимается с отсадочных машин как готовая товарная продукция. Для извлечения самородков касситерита крупнее 15—30 мм промывочные приборы оборудуют отсадочными машинами типа ОМТ. Технологическая схема промывочных приборов ПКСО-1-50 и ПКСО-1-75 показана на рис. 150.

16. Автоматическое управление промывочным прибором

Схема автоматического управления работой промывочного прибора на промывке золотосодержащих песков (рис. 151) предусматривает последовательное включение механизмов промывочного прибора в направлении, противоположном движению промываемых песков. Пуск каждого агрегата автоматически контролируется с помощью встроенных реле скорости и реле уровня, установленных в местах перегрузки песков. Остановка механизмов производится в обратном порядке. Работа промывочного прибора зависит от заполнения бункера песками, которое контролируется при помощи гамма-реле (ГР), а также от давления воды в трубопроводе, контролируемого электроконтактным реле давления.

Пуск и работа механизмов промывочного прибора контролируются только при автоматическом управлении. Работа насосной установки контролируется по двум параметрам: времени пуска и давлению воды в магистральном трубопроводе.

В технологическую схему обогащения песков промывочного прибора для разработки оловоносных россыпей дополнительно введены две отсадочные машины, два концентрационных стола и отсадочная машина ОМТ-III-600 для извлечения крупных фракций касситерита.

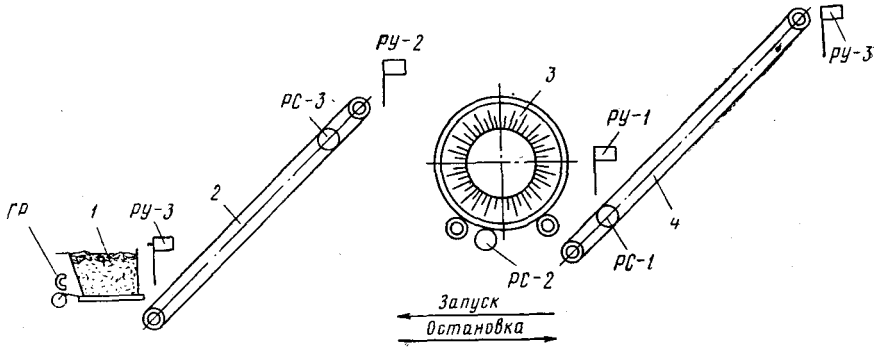


Рис. 151. Схема автоматического управления работой промывочного прибора на золотосодержащих песках:

1 — приемный бункер; *2* — ленточный конвейер; *3* — скруббер; *4* — стакер; *ГР* — гамма-реле уровня грунта в бункере; *РУ* — реле уровня электронные; *РС* — реле скорости электромеханические

В соответствии с этим изменена и схема автоматического управления таким промывочным прибором.

Схема предусматривает автоматический последовательный запуск механизмов промывочного прибора в направлении, противоположном движению промываемых песков. Остановка механизмов производится в направлении этого движения.

Взаимная блокировка механизмов осуществляется с помощью реле скорости, датчики которых устанавливаются на всех агрегатах, кроме насоса и каретчатого питателя.

17. Понурные гидравлики, землесосные и гидроэлеваторные приборы

Понурная гидравлика —простое промывочное устройство, состоит из понура и шлюза глубокого наполнения. Пески промывают без предварительного грохочения. Ширину шлюза выбирают в зависимости от необходимой производительности и крупности песков.

Понур представляет собой наклонную плоскость, поднимающуюся к головке шлюза, оборудуется открылками, веерно сходящимися к бортам шлюза.

Обычно пески гидромонитором подаются к понуру, размываются на нем и гидромонитором поднимаются по понуру на шлюз. Для облегчения транспортирования песков (особенно крупных фракций) шлюз часто армируют брусьями, рельсами, уложенными вдоль шлюза на расстоянии 80—150 мм друг от друга.

Землесосные промывочные приборы. Наибольшее распространение землесосные промывочные приборы получили на уральских приисках. Землесосные приборы состоят из землесосной установки и обогатительного устройства. Горная масса разрабатывается гидравлическим способом и в виде пульпы поступает на грохот бункера перед землесосом. Разработка и подача горной массы на грохот бункера могут производиться любым способом, в том числе и при помощи бульдозеров. Горная масса размывается на грохоте бункера. Надрешетный продукт грохота — крупная галька смывается гидромонитором в отвал, а подрешетный продукт мельче 100—120 мм землесосом подается на обогатительный прибор.

Пески промывают по двухстадиальной схеме. Обогатительные приборы выполняются в виде двух различных конструкций.

Первый тип обогатительного прибора представляет собой один или несколько параллельных шлюзов шириной по 0,72—0,8 м, длиной 20—42 м, установленных на одной общей эстакаде.

Длинные шлюзы (42 м) устанавливают с уклоном 0,05. Шлюзы на длине 27 м от головки застилают резиновыми ковриками и армируют тяжелыми трафаретами, на остальной длине на высоте 60—80 мм от дна шлюза устанавливают грохоты с перфорацией 10 мм. Дно шлюза под грохотами застилают каламовыми или другого типа ворсистыми матами и низкими трафаретами.

Короткие шлюзы (20 м) устанавливают с уклоном 0,09. Шлюзы на длине 5 м от головки застилают резиновыми ковриками и армируют литыми трафаретами. На остальных 15 м длины шлюза на высоте 70 мм от дна устанавливают литые грохоты с прямоугольными отверстиями. Шлюз под грохотами застилают мягкими покрытиями и армируют трафаретами.

Второй тип обогатительного прибора включает короткий одно- или двухсекционный шлюз глубокого наполнения длиной 5—6 м с шириной секции 0,8 м, установленный с уклоном 0,06—0,1, грохот с перфорацией 15—40 мм и шестисекционный шлюз мелкого наполнения (подшлюзки) длиной 5—9,6 м с шириной секции 0,8 м.

Уклон шлюза мелкого наполнения принимают в пределах 0,08—0,105. Для грохочения материала перед шлюзом мелкого наполнения используют неподвижные плоские грохоты разных конструкций.

Таблица 199

Техническая характеристика гидроэлеваторных промывочных приборов

Показатели	ПГШ-III-30	ПГШ-II-50	ПГШ-II-75	ПГВ-1000
Производительность, м³/ч	30	50	75	70
Расход воды, л/сек	140	240—300	330	300
Установка гидроэлеваторная	УГЭ-II-250	УГЭ-II-350	УГЭ-II-400	УГЭ-II-350
Бункер:				
размеры $B \times L \times H$, м	0,8×2,5×0,92	1,2×3,16×1,3	1,2×3,16×1,3	1,2×3,16×1,3
размер перфорации решетки бункера, мм	110	130	150	130
масса, т	0,63	1,23	1,20	1,23
Гидровашгерд:				
тип	ВГ-I-800	ВГ-II-1200	ВГ-II-1200	ВГ-II-1200
размеры $B \times b \times L \times H$, м	0,8×0,5×6,64×1,45	1,2×0,87×9,2×2,67	1,2×0,87×9,2×2,67	1,2×0,87×9,2×2,67
размер перфорации, мм	70—40	120—40	120—40	120—40
угол подъема, град.	15	15	15	15
масса, т	0,83	2,62	2,62	2,62
Гидроэлеватор с пульповодом:				
давление на насадке, м вод. ст.	56—65	56—64	56—72	56—64
высота подъема пульпы, м	11—16,5	11,5—17	14,5—16,5	11,5—17
диаметр насадки, мм	60—70	85—100	95—105	85—100
диаметр горловины, мм	140	170	190	170
диаметр пульповода, мм	250	350	400	350
длина пульповода, м	20	23	23	23
масса, т	1,74	2,90	3,17	2,9
Шлюз глубокого наполнения:				
тип	ШГ-I-720	ШГ-III-1000	ШГ-III-1250	—
размеры $B \times L \times H$, м	0,72×26,3×0,5	1,0×26,8×0,5	1,25×26,8×0,5	1,0×6,0×0,5
уклон, $\sin \alpha$	0,10—0,12	0,10—0,12	0,10—0,12	0,123
масса, т	4,65	6,37	6,78	2,56
Гидромонитор ГМН-250У:				

диаметр насадки, мм, ...	32—35	51	51	51
расход воды, л/сек	25—31	65	65—72	65
масса, т	0,19	0,19	0,19	0,19
Барабанный грохот:				
размер $D \times L$, м	—	—	—	1,5×4,0
размер перфорации, мм				20
угол наклона, град				3
скорость вращения, об/мин . .				19
масса, т				7,88
Галечный стакер:				
тип				СПЗ-I-650
ширина ленты, м	—	—	—	0,65
длина, м				44
масса, т				6,62
Подшлюзки:				
число секций	—	—	—	6
ширина секции, м				0,72
длина секций, м				6,5
масса, т				6,13
Эфелеуборочный агрегат:				
тип	—	—	—	АГЭП-I-200
расход воды, л/сек				53
масса, т				1,71
установочная мощность, квт . .				23
масса с трубопроводами, т . .	12,6	18,9	20,2	42,3
Насосные станции:				
тип	АН-I-10Д-6	АН-II-12НДС	АН-II-12НДС	АН-II-12НДС
мощность электродвигателя, квт	125	190	250	190
масса, т	4,8	6,7	7,4	6,7
тип	Дизельная АН-II-8НДВ	АН-II-12НДС	АН-I-14НДС	АН-I-12НДС
мощность двигателя, квт . . .	80 л. с.	250	320	250
число	2	—	—	—
масса, т	2×5,7	7,4	8,4	7,4
масса с насосной станцией, т	17,4—24,0	25,6—26,3	27,6—28,5	49—49,6

Верхний продукт грохота — галька — транспортируется по грохоту избыточной водой. Нижний продукт грохота попадает на двухскатный распределитель, которым распределяется на шестисекционный шлюз мелкого наполнения. Шлюз застилают резиновыми ковриками, поверх которых укладывают трафареты. В головки шлюзов на длине первых 2 м заливают ртуть. В конце шлюзов устраивают карманы для улавливания частично выносимой со шлюзов амальгамы и ртути.

Обогатительные приборы рассчитаны на долговечную эксплуатацию на одной стоянке и представляют собой капитальные сооружения, выполненные на деревянных эстакадах.

Производительность промывочных приборов по пульпе 1400—1800 м³/ч.

Гидроэлеваторные промывочные приборы. На промывочных приборах этой группы подъем песков в виде пульпы на шлюз глубокого наполнения осуществляется гидроэлеватором.

Различаются гидроэлеваторные промывочные приборы с одно- и двухстадиальной схемой обогащения.

Техническая характеристика гидроэлеваторных промывочных приборов приведена в табл. 199.

18. Россыпные обогатительные фабрики

Наряду с драгами и разборно-переносными промывочными приборами, в практике обогащения россыпей находят применение стационарные промывочные фабрики, рассчитанные на долголетний срок работы на одном месте, и передвижные (сухопутные или плавучие) обогатительные установки.

Целесообразность строительства россыпных фабрик определяется характером месторождения, запасами песков и мощностью их залегания. Технологические схемы россыпных фабрик предусматривают, как правило, законченный цикл обработки песков и доводки концентратов и обеспечивают максимально возможное извлечение полезного ископаемого. Длительная работа этих фабрик на одном месте позволяет использовать более сложное и тяжелое оборудование, устанавливаемое на специальных фундаментах. В этом случае более рационально решаются вопросы механизации трудоемких процессов, автоматической регулировки режимов работы оборудования, регулярного контроля технологического процесса.

В связи с концентрацией горных работ обеспечиваются большие объемы переработки песков и высокая производительность труда. Однако при эксплуатации россыпных фабрик возникают значительные трудности, связанные с организацией транспортирования песков от места добычи до обогатительной установки и складирования отходов промывки в отвалы.

Технологические схемы россыпных фабрик и тип применяемого оборудования определяются в зависимости от обогатимости песков, крупности и содержания полезного компонента.

Дезинтеграция и грохочение песков (независимо от вида полезного ископаемого) производятся, как правило, в барабанных грохотах и дражных бочках. В случае легкой промывистости песков, когда не требуется специальной дезинтеграции, целесообразнее использовать в голове процесса высокопроизводительные вибрационные грохоты ГИТ-42 (172-ГР) или ГИТ-32 (173-ГР).

При разработке глинистых месниковатых песков дезинтеграцию производят в скрубберах, корытных мойках тяжелого типа, на гидровашгердах.

Олово- и вольфрамсодержащие россыпи обогащают преимущественно по простым гравитационным схемам.

В последнее время неподвижные шлюзы вытесняются более эффективными отсадочными машинами и винтовыми сепараторами. Значительное повышение степени извлечения касситерита, особенно мелкозернистого, достигается в случае предварительного обесшламливания и сгущения питания отсадочных машин в низконапорных гидроциклонах большой производительности.

Для россыпей, содержащих преимущественно мелкозернистый касситерит (крупностью —1 + 0,15 мм), Иргиредмет рекомендует схему, включающую дезинтеграцию и грохочение песков в дражной бочке, концентрацию продуктивной фракции (мельче 5—8 мм) на винтовых сепараторах и перечистку концентрата на столах.

Для россыпей, содержащих касситерит в средних классах (—8 + + 0,15 мм), рациональна схема, по которой узкоклассифицированный материал (фракции —8 + 4 (2) и —16 + 8 мм) обогащается на отсадочных машинах при специальных режимах, позволяющих выделять ценные минералы указанной крупности под решето. Для извлечения из песков крупных фракций касситерита (> 15—20 мм) на фабриках следует применять самородкоулавливающие отсадочные машины ОМТ.

Целесообразно включение в схемы россыпных фабрик вибрационных концентраторов ВК-2М конструкции ВНИИ-1 вместо концентрационных столов. Первичные гравитационные концентраты, полученные в процессе обогащения, подвергают доводке непосредственно на фабрике. Схемы доводки, наряду с гравитационными методами обогащения, предусматривают магнитную и электростатическую сепарацию.

Для обезвоживания продуктов обогащения на фабриках, перерабатывающих пески, содержащие золото, олово, вольфрам, применяют спиральные классификаторы, обезвоживающие грохоты, гидроциклоны с землесосами и конусные обезвоживатели.

При разработке россыпей редких и редкоземельных металлов пески обогащают на стационарных обогатительных фабриках большой производительности. Схемы первичного обогащения предусматривают широкое использование винтовых сепараторов, концентрационных столов и струйных концентраторов. Обработку черновых коллективных концентратов с целью получения высококачественных кондиционных мономинеральных концентратов производят либо непосредственно на россыпных фабриках (в доводочных отделениях), либо на специальных доводочных фабриках. Схемы доводки отличаются сложностью и включают операции обезвоживания и сушки концентратов,

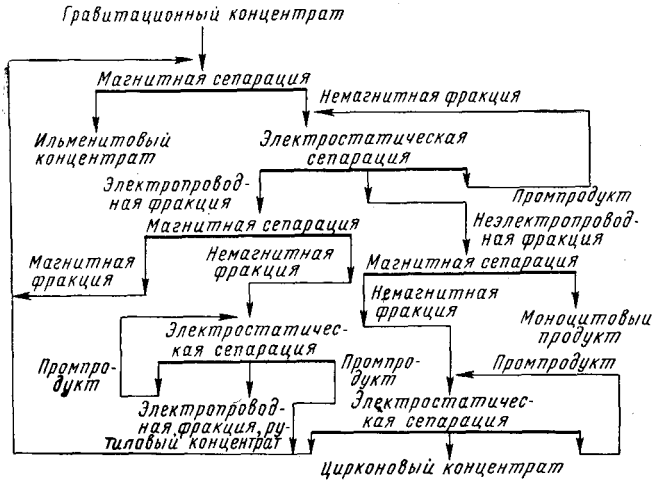


Рис. 152. Технологическая схема доводки гравитационных концентратов

магнитную и электростатическую сепарацию, гидравлическую концентрацию на столах и флотогравитацию. В последнее время начинают широко использовать флотационный метод разделения тонкозернистых коллективных концентратов. Схема доводки первичных гравитационных концентратов при обогащении титано-цирконовой россыпи показана на рис. 152.

Передвижные обогатительные установки (самоходные или прицепные) обычно монтируют на колесных платформах, площадках и понтонах.

Применение передвижных обогатительных установок целесообразно на разработке месторождений с небольшими запасами песков или при небольшой их мощности, когда необходима отработка больших площадей.

Пески разрабатывают ковшовыми экскаваторами, тракторными скреперами, а на обводненных россыпях — драглайнами. Сухопутные мойки передвигаются с помощью трактора, лебедки или экска-

ватора. Иногда применяют мойки на железнодорожном или гусеничном ходу.

Мойки оборудуют загрузочными бункерами с колосниковой решеткой, барабанными грохотами и устройствами для концентрации песков. Применяют шлюзовые установки, а также установки с отсадочными машинами или винтовыми сепараторами. Иногда в конце шлюзов устанавливают отсадочные машины или центробежные чаши. Полученные при промывке песков золотосодержащие концентраты перерабатывают на стационарных шлихообогатительных фабриках.

19. Опробование и контроль технологического процесса на промывочных приборах

Перед пуском в работу промывочных установок должны быть определены оптимальные параметры работы оборудования и режим промывки в соответствии с характером обогатимости песков.

Необходимо периодически контролировать угол наклона скруббера, уклоны шлюзов, расход воды, скорости потоков пульпы на шлюзах и нагрузку по твердому.

Для определения потерь полезного ископаемого в отходы промывки и установления наивыгоднейших параметров процесса обогащения песков производится опробование промывочных установок.

В зависимости от поставленных задач применяются следующие виды опробования.

Балансовое (генеральное) опробование предусматривает отбор и обработку проб от всех продуктов обогащения, в том числе и от исходных песков, и составление полного баланса полезного ископаемого, содержащегося в россыпи. По результатам балансового опробования уточняют гранулометрический и вещественный состав обрабатываемых песков, определяют выход продуктов обогащения, условия и режим работы всех узлов промывочной установки и устанавливают извлечение полезного ископаемого в разных стадиях технологического процесса.

Контрольное опробование служит для наблюдения за работой отдельных технологических узлов и разработки мер по их улучшению и совершенствованию.

Периодическое опробование производят для изучения специальных вопросов технологии обогащения песков.

Указанные виды опробования проводят, как правило, научно-исследовательские организации или специальные исследовательские группы.

Оперативное (текущее) опробование промывочных установок осуществляется с целью контроля работы оборудования и заданного режима промывки песков обогатительной службой приисков. Оно

предусматривает отбор проб только отвальных продуктов (галька и эфеля) и определение содержания в них полезного ископаемого.

Всеми работами по опробованию в масштабе прииска руководит инженер-обогатитель. Непосредственное участие в опробовании принимают техники-обогатители горных участков. Для отбора и обработки проб создаются бригады по опробованию в составе одного промывальщика (бригадира) и двух опробщиков.

Приборы и способы обработки проб. До последнего времени на промывке проб широкое применение имел обычный промывочный лоток, использование которого в случае обработки небольших по объему проб обеспечивает достаточную оперативность опробования.

Специальными опытами установлено, что определенное лотком содержание золота в пробах эфелей даже при достаточно высокой квалификации промывальщика оказывается в 1,5—2 раза ниже содержания, установленного обработкой проб на концентрационном столе.

Поэтому в настоящее время намечается тенденция использовать для обработки проб различного рода промывочные устройства, приборы и малогабаритные обогатительные установки, которые позволяют повысить производительность труда и в ряде случаев качество промывки проб и тем самым повысить достоверность опробования.

Для обработки проб эксплуатационного опробования промывочных установок могут применяться следующие типы промывочных устройств.

Малогабаритный ручной опробовательский прибор ПРБ-II-6. За счет интенсификации дезинтеграции и грохочения проб гальки и эфелей производительность труда по сравнению с лотковой промывкой увеличивается на 30—40%. Однако окончательная доводка продуктивной фракции (мельче 8—10 мм) в этом случае производится на ручном лотке. Вследствие этого применение прибора практически не обеспечивает повышения качества промывки проб. Аналогичен по конструкции прибор РОП-2. Приборы ПРБ-II-6 и РОП-2 широко применяются для промывки геологоразведочных проб.

Промывочный прибор ПМ-II. Технологическая схема прибора предусматривает дезинтеграцию и грохочение проб гали и эфелей в скруббере небольших размеров ($D \times L$ — 0,6 × 1,1 м) и промывку подрешетной фракции (мельче 10—20 мм) на коротком шлюзе ($B \times L$ — 250 × 2400 мм).

Концентрат шлюза в объеме около 10 л доводится ручным лотком. Расчетная производительность прибора 0,8 м³/ч. Однако необходимой полноты извлечения мелкого и тонкого золота из проб на приборе получить не удается.

Передвижная обогатительная установка ПОУ-4М (рис. 153). Конструкция установки разработана в ЦНИГРИ для условий обработки геологоразведочных проб объемом 200—300 л, но в послед-

нее время ее используют и при опробовании отходов промывки золотоносных песков, в частности на драгах. Основным обогатительным элементом в схеме установки является центробежный сепаратор, в котором обогащается мелкая фракция (мельче 2—2,5 мм).

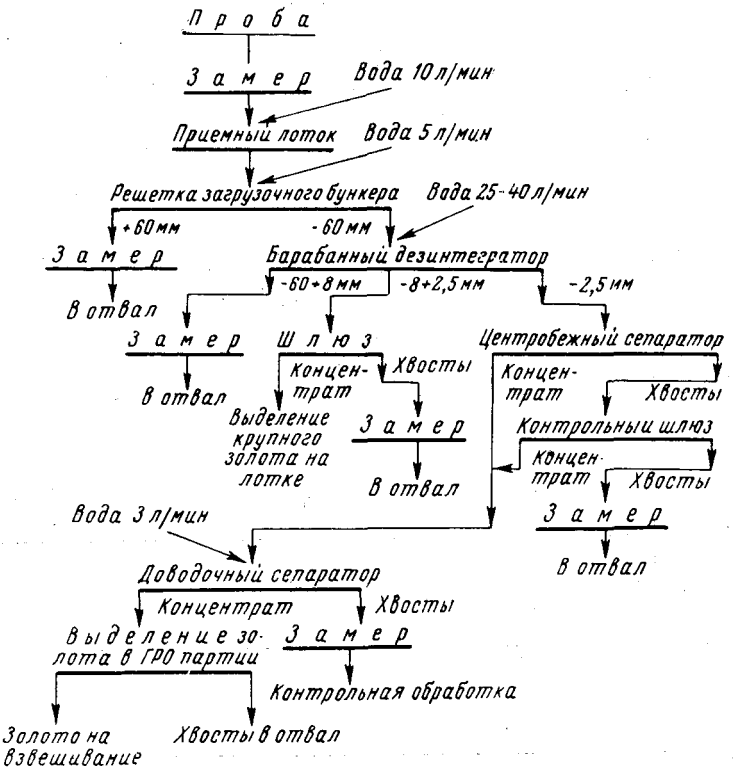


Рис. 153. Схема обработки проб на ПОУ-4м

При отрегулированном режиме работы сепаратора степень извлечения из проб мелкого золота может быть достаточно высокой. Полученный концентрат дополнительно сокращается на доводочном сепараторе ДСЦ-2.

По аналогичной схеме ЦНИГРИ разработана более производительная установка УРП.

Промывочная установка ЯГУ. Конструкция промывочной установки разработана Якутским геологическим управлением.

Таблица 200

Основные технические данные промывочных приборов и установок

Показатели	РОП-2	ПРБ-П-6	ПОУ-4М	УРП	ПУ ЯГУ	ПМ-П	ППУ ВНИИ-1
Размеры обогатительного агрегата — $L \times B \times H$, м	1,6×1,1×1,25	1,95×0,8×1,2	1,7×0,5×1,3	2,04×2,12×2,2	4,0×2,0×3,2	2,3×1,2×1,4	1,4×0,6×1,3
Масса прибора, установки (без электростанции), кг	78	110	270	800	1320	400	400
Потребляемая мощность, квт	—	—	2,5	4	22,3	4	4
Источник энергоснабжения	—	—	АБ-4-Т/230	АБ-4-Т/230	ДЭС-30	АБ-8-Т/230	АБ-8-230М
Способ водоснабжения	Периодическая заливка воды в зумпф		Проточная вода от выносного насоса				Оборотное
Расход воды, м³:							
общий	—	—	2,5—4	7—10	20—24	5	5
на 1 м³ пробы	1—1,5	1—1,5	5	10—15	30	6	0,8
Производительность за смену, м³	1	1,2	1,2—4	2,5—6	1,6—3	4	6
Обслуживающий персонал (без моториста электростанции), человек	2	2	3	4	4	3	3
Выработка на одного рабочего в смену, м³	0,5	0,6	0,4—1,3	0,6—1,5	0,4—0,75	0,75	2

Для выделения из проб мелкой фракции, подлежащей обогащению, использован плоскокачающийся грохот.

Крупное золото извлекается на коротком шлюзе, мелкое — на отсадочной машине с дополнительной перечисткой подрешетного концентрата. Концентрат перечистной машины доводится на лотке либо сокращается на сепараторе ДСЦ-2.

Передвижная промывочная установка, разработанная ВНИИ-1. Установка снабжена собственным источником электроэнергии, устройством для оборотного водоснабжения и механическим загрузочным устройством, смонтирована на автомобильном прицепе АП-4 и перевозится автомашиной ЗИЛ-151.

В стационарном варианте при наличии централизованного энерго- и водоснабжения установка более проста по конструкции и имеет небольшие размеры ($L \times B \times H$ — 1,4 × 0,6 × 1,3).

Технологическая схема предусматривает возможность извлечения из проб как мелкого, так и крупного золота. В случае использования установки только для обработки эфельных проб самородкоуловитель может быть исключен. Производительность установки 1—1,5 м³/ч, извлечение в концентрат вибролотка массой 600—700 г мелкого золота (<0,4 мм) из эфельных проб 93—95%.

Техническая характеристика указанных приборов и установок приведена в табл. 200.

Концентраты, полученные в результате промывки проб на указанных приборах и установках, обрабатываются дополнительно. Обычно производят амальгамацию или камеральную обработку предварительно сокращенных концентратов с выделением свободного шлихового золота.

Последняя операция может быть механизирована в случае использования применяемых в геологоразведке аппаратов для отдувки золотосодержащих шлихов.

В последнее время для обработки эксплуатационных проб при опробовании промприборов, работающих на оловоносных россыпях, рекомендуются также механизированные установки на базе лабораторного обогатительного оборудования — барабанного или вибрационного грохота, отсадочной машины и концентрационного стола, например ОУР-1, разработанной ВИМСом. Полученные в результате обработки проб концентраты подвергаются химическому анализу с целью определения содержания олова.

Глава V

ОБОГАЩЕНИЕ НА ДРАГАХ

20. Схемы обогащения и характеристика обогатительного оборудования

Схемы обогащения песков на различных драгах разнятся между собой лишь в деталях, касающихся типа дезинтегрирующих, классифицирующих и концентрационных аппаратов, количества стадий концентрации и способа доводки концентрата.

Наиболее распространена схема с поперечными и продольными шлюзами, расположенными в один или два яруса. Шлюзовые драги относительно хорошо улавливают золото крупностью более 0,5 мм. При наличии в исходных песках значительного количества мелких фракций полезного компонента крупностью менее 0,2 мм применяют схемы с двухстадиальным обогащением эфельной фракции песков. В последние годы выпускаются драги в основном с двухстадиальной схемой, предусматривающей промывку нижнего продукта грохочения на относительно коротких поперечных шлюзах (первая стадия) с последующим обогащением хвостов шлюзов на отсадочных машинах (вторая стадия). Применение коротких шлюзов перед отсадочными машинами позволяет вывести из процесса основную часть крупного золота, что исключает его аккумуляцию в постели отсадки. Наличие отсадочных машин после шлюзов предотвращает повышенные потери металла при нарушении режима промывки на шлюзах в результате неравномерного распределения материала на шлюзы вдоль бочки и несоблюдения оптимальной степени разжижения. При этом представляется также возможность существенно повысить удельную нагрузку на шлюзы.

Существенный недостаток схемы шлюзы-отсадка — значительное разжижение исходного питания отсадки (хвостов шлюзов) против оптимального. Допустимым отношением Т : Ж в питании отсадочных машин является 1 : 6 (8), тогда как на шлюзах оно часто превышает 1 : 12 (15).

В отдельных случаях, главным образом при разработке редкометальных россыпей, применяют технологические схемы только с отсадочными машинами без поперечных шлюзов и схемы с обогащением материала крупностью менее 8—10 мм на винтовых сепараторах и концентрационных столах.

Применение отсадки в качестве единственного процесса наиболее целесообразно при наличии в россыпи только мелкого и среднего металла.

Дражные бочки (табл. 201). Дезинтеграция и грохочение песков осуществляются в барабанных грохотах (дражных бочках). Одно

временно производится распределение материала на концентрационные аппараты по длине бочки. В связи с этим весьма важно правильно выбрать размер отверстий перфорированных листов по ставам бочки. Он определяется двумя факторами: гранулометрическим составом полезного компонента и гранулометрической характеристикой исходных песков. Размеры отверстий должны обеспечить достаточно полный просев продуктивной фракции песков. При этом следует учитывать необходимость создания нормальных условий работы концентрационных аппаратов, расположенных после дражной бочки.

На основании результатов исследований грохочения в барабанных грохотах и изучения технологии обогащения песков на драгах

Таблица 201

Техническая характеристика дражных бочек

Показатели	Емкость черпака драги, л					
	50	150	210	250	380	600
Диаметр бочки, м	1,05	1,4	1,8	2,4	2,7	3,2
Общая длина бочки, м	6,1	10,8	12,0	16,1	16,7	23,18
Длина перфорированной части, м	4,1	8,2	8,2	11,45	14,12	15,26
Число сеющих ставов	4	4	4	5	6	7
Длина одного сеющего става, м	1,025	2,05	2,05	2,29	2,29	2,18
Длина верхнего глухого става, м	1,0	1,2	1,2	1,68	1,68	1,91
Длина нижнего глухого става, м	1,0	1,4	2,6	2,97	—	3,56
Угол наклона оси бочки, град	7	7	7,5	7	7	7
Скорость вращения, об/мин	11	10	10	8,7	10,3	—
Проектные размеры отверстий перфорированных листов, мм:						
на I ставе	6	8	8	8	8	8
» II »	8	11	11	10	11	8
» III »	9	11—14	11	12	13,5	8
» IV »	10	14	14	14	16,5	12
» V »	—	—	—	16	18	12
» VI »	—	—	—	—	18	16
» VII »	—	—	—	—	—	16
» VIII ставе*	—	—	—	—	—	80×80
Диаметр отверстий сеющих листов в нижнем глухом ставе, мм	—	14—25	14—25	16—25	—	—
Проектная производительность, $м^3/ч$	33,4	140	196	233	330	500
Мощность привода бочки, квт		55	55	80	150	—
Масса, т		24,4	23,6	56,2	73,2	102**

* Размеры квадратных отверстий консольного грохота, мм.
** Без привода.

ВНИИ-1 разработаны рекомендации для 210-л драг, направленные в основном на повышение эффективности грохочения песков и золота в дражных бочках и на значительное снижение потерь золота с галькой.

Предусмотрены следующие мероприятия:

— использование перфорированных листов с большим живым сечением (33—35% вместо существующих 12—18%);

— увеличение размера перфорации по ставам бочек;

— повышение скорости вращения дражных бочек до 14 об/мин;

— установка для обогащения подгрохотной фракции IV става бочки (крупностью —80 мм) вибрационных грохотов с электронным самородкоуловителем или шлюзов глубокого наполнения с ковшовыми обезвоживающими элеваторами Ворошиловградского завода им. Пархоменко.

Увеличение живого сечения листов практически не обусловливает сокращения срока их службы.

Правильный подбор перфорации дражной бочки позволяет значительно повысить эффективность грохочения продуктивной фракции песков, благодаря чему снижаются потери крупного золота. Кроме того, равномерное распределение эфельного продукта по длине бочки и создание оптимальной удельной нагрузки на шлюзы способствуют полному улавливанию мелкого металла на шлюзах.

Стационарные шлюзы. Для концентрации подгрохотного материала дражной бочки на большинстве драг применяют стационарные шлюзы с различными размерами и параметрами эксплуатации в зависимости от емкости черпаков драги. Оптимальная удельная нагрузка равна 8—12 $м^3/ч$ на 1 м ширины шлюза при отношении Т : Ж 1 : 10 ÷ 1 : 15, крупности материала от 15—0 до 30—0 мм и уклоне шлюза 0,1—0,12.

В качестве покрытия шлюзов в большинстве случаев используют резиновые маты-коврики, поверх которых укладывают цельнотянутые металлические сетки (высота ребра ячейки 10—12 мм) или трафареты с наклонными по потоку под углом 50—60° параллельными планками шириной 30—50 мм.

Концентрат шлюзов, осевший во время промывки песков на матах и в ячейках трафаретов, снимают обычно один раз в сутки. В отдельных случаях сполоск производят раз в десять суток.

Институтами Унипромедь и Иргиредмет совместно со Свердловским заводом РТИ, ИЗТМ им. Куйбышева и Пермским заводом им. Ленина созданы шлюзы с подвижными резиновыми покрытиями и саморазгружающиеся металлические шлюзы.

Шлюз с подвижным резиновым покрытием представляет собой конвейер с бесконечной цельноформованной лентой корытного сечения. На жесткой раме установлены приводной и натяжной барабаны,

на которые натянута лента с гофрированными бортами. Нижняя поверхность резиновой ленты лежит на металлической плите. Улавливающее покрытие состоит из ячеек размером 5 × 12 мм и трафарета в виде порогов высотой 50 мм при шаге 66 мм.

По данным института Унипромедь, извлечение золота на резиновых шлюзах за счет учащенного сполоска выше, чем на стационарных, примерно на 5%.

Подвижные саморазгружающиеся металлические шлюзы представляют собой вращающийся шлюзовой конвейер с механическим приводом. Разгрузка концентрата со шлюзов производится в бункер при повороте шлюзов на ведущей звездочке и нахождении их на нижней ветви конвейера. Во время разгрузки шлюзы орошают водой, улавливающие покрытия не снимают. В период сполоска подачу питания на шлюзы не прекращают.

Испытания показали, что при трехразовом сполоске металлические подвижные шлюзы обеспечивают равноценное или на 1—2% большее извлечение по сравнению с неподвижными, но применение их рекомендуется только для песков с крупным и средним золотом (содержание фракции —0,25 мм не более 3—5%, мельче 0,5 мм — не более 20%).

Основные отсадочные машины. Для перечистки хвостов поперечных шлюзов при двухстадиальной схеме обогащения песков (шлюз — отсадка) применяют тихоходные четырехкамерные отсадочные машины ОМДСД-2М и МОД-4. Условия работы отсадочных машин на драгах в этом узле весьма трудные вследствие чрезмерного разжижения питания. Технологические показатели в результате этого часто получаются низкими, извлечение золота по операции иногда не превышает 25—30%.

С целью снижения потерь золота в эфельные хвосты при работе по схеме шлюз — отсадка в условиях больших удельных нагрузок рекомендуется эксплуатировать отсадочные машины на естественной постели во всасывающем режиме: величина хода диафрагмы 42—45 мм, высота сливных порогов 80 мм, расход подрешетной воды — до 2—2,4 л/сек на 1 м² решета. В этих условиях выход подрешетного концентрата составляет 0,6—0,8 м³/ч на 1 м² решета. При испытаниях одной из драг извлечение золота по операции отсадки получено в среднем около 75%.

21. Контроль технологического процесса

Контроль на драгах осуществляется путем головного опробования песков и опробования продуктов обогащения. Головное опробование производят для установления полноты отработки забоя. Для этого во время зачистки плотика в нескольких местах по ширине забоя из черпаков набирают пробу песков в ендовку и сразу же промывают

на ручном лотке до черного шлиха. Такое опробование служит основанием для завершения зачистки плотика и осуществления следующей заходки (зашагивания).

Опробованием продуктов обогащения осуществляется контроль технологического процесса. При этом опробование может быть генеральным (балансовым), оперативным (текущим) и контрольным.

Пробы продуктов обогащения на драгах отбирают в основном двумя методами: путем сокращения щелевым пробоотборником или полным отсечением струи потока.

Для непрерывного отбора проб эфельных хвостов с колод применяют неподвижные или подвижные щелевые пробоотборники.

Выход опробуемого продукта определяют по формуле

$$q_{эф} = 3600 K V_{эф}\ t,\ м^3/ч,$$

где $K = \frac{B}{b}$ — коэффициент сокращения;

B — ширина потока пульпы, мм;

b — ширина щели пробоотборника, мм;

$V_{эф}$ — общий объем отобранной пробы, л;

t — суммарное время отбора пробы, сек.

Полное отсечение струи хвостов при опробовании вручную производится специальным желобом или ендовкой. Пробу гальки отбирают обычно полным отсечением струи при падении ее с галечного лотка на конвейер противнем, движущимся вместе с конвейером. Противень с отсеченной порцией материала снимают с конвейера. Выход гальки подсчитывают по уравнению

$$q_г = 3600 \frac{V_г}{l} Cn,\ м^3/ч,$$

где $V_г$ — общий объем пробы гальки, л;

C — скорость движения ленты конвейера, м/сек;

n — число отсечек за время опробования;

l — длина противня, м.

Для определения содержания золота материал крупностью менее 2—3 мм обрабатывают на лабораторном сотрясательном столе с перечисткой промпродукта. Хвосты стола считают обеззолоченными и сбрасывают в отвал. В концентрате стола определяют содержание золота путем пробирной плавки всего концентрата или амальгамацией в бутылочном агитаторе с последующей отмывкой амальгамы и растворением ртути в азотной кислоте. Материал крупнее 3 мм для контроля промывают на шлюзе или на ручном лотке. Полученные результаты распространяют на весь объем отобранной пробы и подсчитывают содержание в нем золота. Аналогично обрабатывают пробы и для определения содержания в шлиховых материалах с применением соответствующего химического анализа.

Потери крупного золота с галькой можно определять по эффективности грохочения отдельных классов крупности песков в дражной бочке и гранулометрической характеристике уловленного золота на шлюзах. Непосредственным опробованием гальки потери крупного золота в ней определить не представляется возможным из-за малой вероятности попадания самородков в пробу небольшого объема.

Для определения эффективности грохочения песков отбирают пробы эфелей (либо по ставам бочки с каждого борта, либо из общего потока хвостов по эфелесбрасывающим колодам) и пробу гальки.

Глава VI

ДОВОДКА КОНЦЕНТРАТОВ

22. Общие положения

Доводку первичных коллективных концентратов с целью повышения содержания в них ценных компонентов производят обычно на таких же аппаратах, что и первичное обогащение. Для выделения мономинеральных концентратов в процессе доводки применяют специальные методы обогащения (электромагнитную и электростатическую сепарацию, флотогравитацию, флотацию и др.).

В зависимости от типа промывочного устройства и применяемого способа сполоска шлюзов количество концентрата, направляемого на доводку за один сполоск, различно (табл. 202).

На приисках Магаданской области широко распространена централизованная доводка концентратов на приисковых шлихообогатительных фабриках (ШОФ) или участковых шлихообогатительных установках (ШОУ). На отдаленных промывочных приборах доводку концентратов производят на полевых доводочных установках (ПДУ).

Такая организация работ явилась следствием широкого развития контейнерного сполоска шлюзов, при котором концентраты можно транспортировать на значительное расстояние. Она соответствует сложившейся на Северо-Востоке практике разработки россыпей, когда пески обогащают на большом количестве переставных промывочных приборов.

Таблица 202

Выход концентрата на промывочных устройствах разной конструкции

Тип промывочного устройства	Способ сполоска шлюзов					
	Без сокращения концентрата		С сокращением концентрата		С сокращением концентрата и обогащением шлихов на доводном шлюзе (способ ВНИИ-1)	
	Объем продуктов, направляемых на доводку, л					
	Концентрат		Концентрат	Шлихи	Концентрат	Концентрат доводочного шлюза
	без грохочения	грохочение 30 мм				
МПП-I	600	—	50—60	500	20—30	30
МПД-4	600	—	50—60	500	20—30	30
ПКС-I-700	780	600	50—60	500	30	30
ПКС-I-1200	830	—	100—120	700	40—60	30
ПГШ-III-30	1060	500—600	100—120	400—500	40—60	60
ПГШ-II-50	1470	1000	100—120	900	40—60	60
ПГШ-II-75	1840	1200—1300	100—120	1100—1200	40—60	60
ПГБ-I-1000	1280	1100—1200	100—120	1000—1100	40—60	60
Драга—210 л	—	—	100—200 *	30—60 **	—	—

* Концентрат доводочного шлюза.
** Концентрат стола (столов) от перечистки подрешетных концентратов отсадочных машин (концентрат II).

23. Шлихообогатительные фабрики и установки

В зависимости от назначения и технологической схемы обработки концентратов доводочные установки можно разделить на три группы: шлихообогатительные фабрики (ШОФ), шлихообогатительные установки (ШОУ), полевые доводочные установки (ПДУ).

Шлихообогатительные фабрики представляют собой стационарные сооружения, рассчитанные на долголетнюю эксплуатацию, располагаются обычно в районе приисковых поселков.

Фабрики имеют достаточно развитую схему, позволяющую осуществлять законченный цикл обработки концентратов, доставляемых со всех типов промывочных устройств в автоконтейнерах и в переносных контейнерах, с получением чернового золота и отвальных хвостов.

На этих фабриках могут быть переработаны также все виды шлиховых продуктов. Возможно также в зимний период производить промывку разведочных проб. Пробы из шурфов и скважин при разведке

месторождений, расположенных в пределах горного отвода прииска, доставляют на ШОФ автомашинами в специальных контейнерах.

Концентраты разных промывочных устройств обрабатывают раздельно. График работы составляют с учетом количества одновременно работающих промывочных приборов и драг и увязывают с графиком сполоска шлюзов на этих приборах. Обычно ШОФ работают одну-две смены в сутки и только на приисках с большим количеством одновременно работающих промывочных приборов они эксплуатируются круглосуточно.

Для составления графика работы ШОФ могут быть приняты следующие данные хронометражных наблюдений за доводкой концентратов, полученные на ряде приисков объединения «Северовостокзолото» (табл. 203).

Таблица 203

Доводка концентрата

Тип промывочного прибора	Вид концентрата и его объем, л	Время, необходимое на доводку концентрата, мин
Скрубберный	Первичный, 400—500	40—50
	Сокращенный, 25—50	20—35
Гидроэлеваторный	Первичный, 800—1000	70—80
	Сокращенный, 25—50	20—35

Извлечение золота при доводке исходных концентратов, доставляемых с промывочных приборов и драг, достаточно высокое — 99,98%. Однако хвосты доводки не могут считаться отвальными. Хвосты доводочнообогатительных фабрик подлежат складированию и сохранности в специальных отвалах.

Шлихообогатительные установки представляют собой временные сооружения, которые в зависимости от расположения промывочных приборов можно переносить с одного места на другое.

ШОУ обслуживают группы приборов и предназначены для выделения основной массы золота из концентратов только средствами гравитационного обогащения.

Выделяемые при этом обогащенные продукты накапливают и периодически перевозят на ШОФ, где золото из них извлекают амальгамацией в бочках.

Хвосты ШОУ также подлежат складированию в специальных отвалах.

Полевые доводочные установки (ПДУ) предназначены для доводки концентратов на отдаленных промывочных приборах.

На ПДУ производится доводка концентратов, предварительно сокращенных на шлюзах промывочных приборов, до объема 20—30 л. Доводка сокращенных концентратов проводится на вашгердах с выделением чернового золота и шлихов.

Вашгердные шлихи необходимо полностью собирать и накапливать в специальных опломбированных емкостях с целью последующей перевозки и обработки их на ШОФ или ШОУ.

Обработка чернового золота в золотоприемных кассах. Черновое золото с шлихообогатительных фабрик и установок поступает в золотоприемные кассы (ЗПК) для окончательной очистки его от механических примесей перед отправкой на аффинажный завод.

Кассовая обработка золота заключается в его рассеве на классы крупности и выделении примесей из крупных классов путем ручной разборки, из мелких — отдувкой.

В ЗПК кроме проведения ситового анализа золота детально изучают крупные самородки — раздельно их взвешивают, определяют размеры и удельный вес, описывают поверхность и характер срастания с жильными породами, зарисовывают и производят масштабное фотографирование. Наиболее интересные самородки становятся достоянием государственного алмазного фонда СССР.

Содержание золота в кассовых отдувах достигает нескольких десятков килограммов на тонну. Из кассовых отдувов золото извлекают путем амальгамации в бочках на шлихообогатительных фабриках. Вследствие загрязнения поверхности золотин при кассовых операциях амальгамация этих продуктов проходит недостаточно эффективно. Лучшим способом выделения золота из кассовых отдувов является плавка.

24. Обогатительное оборудование и режимы его работы

Грохоты. В процессе доводки концентратов могут применяться любые из существующих грохотов, пригодные для мокрого грохочения.

Для грохочения первичных концентратов наиболее удобны компактные вибрационные грохоты ВГД, ГУП и ГЖ-2 (табл. 204).

Таблица 204

Техническая характеристика грохотов, наиболее пригодных для шлихообогатительных фабрик

Показатели	ВГД-I	ГУП-I-М	ГЖ-2	ГЖ-1
Ширина сита, мм	1250	1250	800	400
Длина сита, мм	2500	2500	1600	800
Двойная амплитуда колебаний, мм	4,8	2—6	6	6
Число сит	2	2	1	1
Угол наклона, град	15—25	15—20	0—30	0—30
Скорость вращения вала, об/мин	1300	1200	1450	1800
Мощность электродвигателя, квт	5,5	3,8	1,7	0,6
Размеры, мм:				
длина	2635	2635	—	—
ширина	1980	2010	—	—
высота	1460	1450	—	—
Масса, кг	1394	1320	600	220

Для грохочения предварительно сокращенных на приборе концентратов, объем которых невелик, следует применять грохот ГЖ-1. Для этой цели могут быть применены также различные малогабаритные вибрационные грохоты местного изготовления. Грохот ВГД выпускается заводами им. Пархоменко, Верхне-Уфалейским и Воронежским в однодечном и двухдечном исполнении. Грохоты ГУП выпускаются заводами им. Котлякова, им. Пархоменко и др. Завод им. Котлякова выпускает их под марками ГЖ-1 и ГЖ-2.

Концентрационные столы (описаны в гл. III). Крупность питания концентрационных столов на шлихообогатительных фабриках и установках составляет 3—4 мм. При такой крупности исходного материала производительность стола может быть очень высокой. Однако, учитывая ценность обрабатываемого материала, производительность столов следует регулировать с таким расчетом, чтобы слой материала на нем не превышал размера максимального зерна (3—4 мм).

Режим работы стола: число ходов деки 200—225 в минуту, длина хода 20—25 мм, количество воды регулируют по внешнему виду до образования четко выделяющегося веера сульфидов или других тяжелых минералов. В этом случае производительность не будет превышать 0,7—1 м³/ч. Отношение жидкого к твердому (Ж : Т) в питании стола не должно превышать 4 : 1.

В операциях доводки концентратов на фабриках и установках применяют обычно концентрационные столы СКМ-1А и СК-1А.

Шлюзы. Для обогащения крупных фракций первичных (несокращенных) концентратов применяют обычные шлюзы уменьшенного размера: длина их — до 5 м, ширина 0,35—0,4 м.

Армировка шлюзов обычная — резиновые коврики и сверху металлические трафареты, закрепленные плинтусами.

В тех случаях, когда на шлюз подается материал с однодечного грохота без ограничения верхнего предела крупности, перед шлюзом устанавливают перфорированный лист с отверстиями 25—30 мм для того, чтобы исключить попадание в шлюз более крупного материала.

Режим работы шлюза

Уклон	0,10—0,12
Расход воды, л/сек на 1 м ширины	50 (20 л/сек на шлюз шириной 0,4 м)

Съем концентрата с головной части шлюза производят после обработки всего объема концентрата раздельно с каждого промывочного прибора. Обычно эта операция заключается в ручной выборке самородков и сполоске первых нескольких ковриков. Полный сполоск шлюза по всей его длине производится один раз в сутки.

Вашгерд применяют для выделения основной массы свободного золота из обогащенных золотосодержащих продуктов.

Наклон вашгерда определяют в каждом конкретном случае в зависимости от характера промываемого материала. При доводке концентратов он обычно равен 0,01—0,02. На шлихообогатительных фабриках и установках в зависимости от количества обслуживаемых промывочных приборов устанавливают несколько вашгердов, чаще всего два-три. На полевых доводочных установках вашгерд является основным обогатительным аппаратом. На вашгердах, установленных на ШОФ и ШОУ, обрабатывают сокращенные концентраты шлюзов, концентраты столов и другие обогащенные золотом продукты.

Амальгамация. В ряде случае концентраты подвергают амальгамации. Золото из кассовых отдувов и дражных концентратов (концентратов стола от перечистки подрешетных концентратов отсадочных машин) также извлекают амальгамацией.

Процесс амальгамации осуществляют в амальгамационных бочках, характеристика которых приведена в табл. 205. Процесс амальгамации в бочках в зависимости от характера обрабатываемого материала можно вести как с измельчением, так и без измельчения. Амальгамацию с измельчением производят в том случае, если в обрабатываемом материале наряду со свободным золотом присутствует золото в сростках с кварцем и тонкодиспергированное в сульфидах.

Таблица 205

Техническая характеристика амальгамационных бочек

Тип бочки	Внутренние размеры			Производительность за операцию, кг	Скорость вращения, об/мин	Мощность электродвигателя, квт	Масса бочки, кг	Масса шаров, кг	Размер шаров, мм
	диаметр, мм	длина, мм	объем, м³						
Тяжелый	600	800	0,22	100—150	22—38	1—2,2	1500	150—300	38—50
	750	900	0,39	200—300	21—36	1,8—3,7	2000	300—600	38—50
	800	1200	0,60	300—450	20—33	3—6	2600	500—1000	38—50
Легкий	700	800	0,3	100—150	20—22	0,55—1,1	420	10—20	38—50

В этом случае вначале в бочку загружают шары с таким расчетом, чтобы занимаемый ими объем составлял 35—40% объема бочки. Затем загружают амальгамируемый материал в количестве 50% от массы шаров, заливают воду из расчета 100 л на 100 кг материала, добавляют известь в количестве 2—3 кг на 100 кг материала или едкий натрий в эквивалентном количестве и ртуть в 10-кратном количестве к предполагаемой массе золота. Длительность амальгамации

определяется экспериментом. Чаще всего она составляет 2—3 ч. В тех случаях, когда золото в обрабатываемом материале находится в свободном состоянии, амальгамацию ведут без измельчения. В бочку загружают несколько шаров для лучшего перемешивания материала. В остальном режим амальгамации тот же, что и с измельчением.

Ртуть и амальгаму отделяют от амальгамируемого материала в гидравлической ловушке, установленной под разгрузочным люком бочки. Слив, выделяемый на ловушке, поступает на амальгамационный подшлюзок, где улавливаются вынесенные из ловушки амальгама и ртуть.

Слив амальгамационного подшлюзка поступает на шлюз, армированный резиновыми ковриками, где улавливается непроамальгамировавшееся золото. Концентрат шлюза возвращают в повторную амальгамацию с новой порцией исходного материала, а хвосты обезвоживают, накапливают и периодически перечищают на концентрационном столе. Концентрат стола возвращают в амальгамацию.

Глава VII

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ УСТАНОВОК

25. Выбор типа промывочной установки (применительно к условиям Северо-Востока СССР)

При раздельной добыче золота в настоящее время применяют скрубберные приборы с конвейерной и гидроэлеваторной подачей песков и бесскрубберные приборы с гидроэлеваторной подачей песков.

Целесообразность применения промывочных приборов того или иного типа определяют следующие факторы:

гранулометрическая характеристика золота;

условия разработки полигона (мощность пласта песков, размеры полигона, производительность промывочного прибора);

характеристика песков (гранулометрический состав, промывистость, валунистость);

стоимость промывочного прибора;

механо-сборочные качества приборов;

способ складирования отходов промывки;

затраты энергии и труда на эксплуатацию.

Наряду с указанными факторами решающее значение имеет степень извлечения металла.

На основании исследований работы приборов и специальных опробований отходов промывки представляется возможным ориентировочно определить уровень потерь золота на приборах разного типа

Таблица 206

Расчетный уровень потерь на промывочных приборах разных типов

Крупность золота	Потери золота, %								
	Всего потерь				Превышение потерь				
					на ГЭП-64А относительно			на ПГБ-1000 относительно конвейерных промывочных приборов	
	на конвейерных * промывочных приборах		на гидроэлеваторных промывочных приборах		конвейерных промывочных приборов		ПГБ-1000		
	без отсадочных машин	с отсадочными машинами	ГЭП-64А одностадиальный	ПГБ-1000 двухстадиальный	с отсадочными машинами	без отсадочных машин		с отсадочными машинами	без отсадочных машин
Крупное +1,2 мм более 50%	5,5—6.5	3—3,5	7,5	6,3	4—4,5	2,0—2.5	1,2	2,8—3,3	0,8—1,3
Среднее +1,2 мм менее 50% и —0,5 мм менее 20%	4—4,5	3—3,5	11	7,5	7,5—8	6,5—7	3,5	4—4,5	3—3,5
Мелкое +1,2 мм менее 50% и —0,5 мм более 20%	5—7	4,5—6,5	20	13	13,5—16	13—15	7	6,5—8,5	6—8

* МПД-4, МПП-1, ПКС-700, ПКС-1200.

в зависимости от его гранулометрического состава. Расчетные потери металла на приборах, которые можно использовать при экономической оценке различных вариантов промывки песков, показаны в табл. 206.

За основу экономической оценки рекомендуется принимать разность между удешевлением разработки и промывки 1 м³ горной массы одним прибором относительно другого и стоимостью металла, теряемого при промывке за счет разной степени извлечения. Ниже приведена примерная методика определения экономичности применения приборов разного типа для различных горногеологических условий:

1) абсолютное количество теряемого золота и его стоимость определяют исходя из расчетного уровня потерь и фактического содержания его в исходных песках (см. табл. 206);

2) себестоимость промывки определяется показателями, зависящими от типа промывочного прибора и горноэксплуатационных условий разработки.

Зная себестоимость разработки и промывки 1 м³ горной массы, размеры потерь металла, его среднее содержание и стоимость, можно произвести сравнительную экономическую оценку работы приборов разного типа.

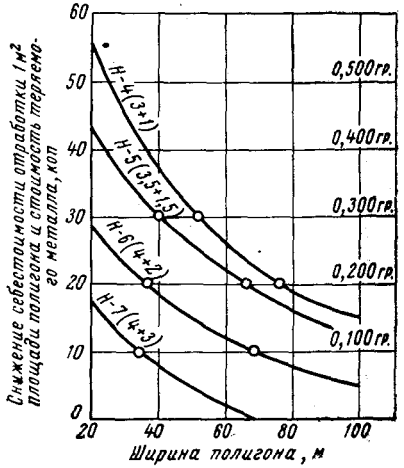


Рис. 154. Снижение себестоимости отработки 1 м² площади полигона при промывке на приборе ГЭП-64А по сравнению с МПД-4 в зависимости от ширины полигона. Стоимость золота условно принята равной 1 руб.

На рис. 154 показано снижение цеховой себестоимости отработки 1 м² площади полигона при промывке горной массы приборами ГЭП-64А относительно МПД-4 в зависимости от ширины полигонов, глубины разработки и мощности промываемого слоя горной массы (мощность торфов и песков показана отдельно в скобках). Горизонтальные линии на графике характеризуют стоимость теряемого металла в зависимости от абсолютной величины превышения потерь, выраженных в граммах на промываемую толщу горной массы.

Кривые, проходящие выше горизонтальных линий, соответствующих той или иной величине потерь, свидетельствуют об экономичности применения ГЭП-64А, так как величина экономии на отработке 1 м² площади полигона больше стоимости дополнительно теряемого металла.

Таблица 207

Рекомендуемые промывочные устройства в зависимости от условий эксплуатации и характера горной массы (для разработки вечномерзлых россыпей)

Характер горной массы	Содержание льда и илистых фракций, %	Крупность золота	Условия разработки			Рекомендуемое промывочное устройство
			мощность промываемого слоя, м	ширина полигона, м	длина полигона, м	
Обводненные пески	Льда более 30, илистых фракций 15—20	—	—	—	—	ПГШ, ПГБ-1000
Повышенное количество валунов в песках (>10%)	—	—	—	—	—	ПКС-1200
Недоработки прошлых лет	—	—	—	—	—	ПГШ и ПГБ-1000
Отвалы прошлых лет	—	—	—	—	—	ПГБ-1000
Пески подземной добычи	—	—	—	—	—	МПД-4, МПД-4м, МПП-1. При наличии валунов ПКС-1200, ПКС-700
Труднопромывистые пески	—	—	—	—	—	Специально разрабатывается для каждого случая

Легкопромывистые и среднепромывистые пески открытой добычи	Льда не более 30	Крупное	От 1 до 2 До 3,0 Более 1,5	20—100 20—60 Не менее 60	260—350 310—350 Не менее 220	ПГШ ПГШ ПКС-1200
		Среднее	1,0 Более 1,5 Более 1,5	20—60 20—60 Более 60	310—350 245—300 Не менее 170	ПРШ МПД-4, МПП-1, МПД-4м, ПКС-700 ПКС-1200
		Мелкое	До 1,5 Более 1,5	20—100 Не менее 60	200—300 Не менее 220	МПД-4, МПД-4м, МПП-1, ПКС-700 ПКС-1200
	Льда более 30, илистых фракций 15—20	Крупное	От 1 до 3 Более 1,5	20—100 Более 60	260—350 Не менее 170	ПГШ ПГБ-1000
		Среднее	От 1 до 3	20—60	310—350	ПГШ
		Мелкое	От 1 до 3 Более 1,5	20—60 Более 60	310—350 Не менее 170	ПГШ ПГБ-1000

При пересчете абсолютной величины потерь, указанной на рис. 154, на среднее содержание, соответствующее превышению потерь (2,5% на крупном, 7% на среднем и 14% на мелком золоте) определяют области экономичного применения приборов в зависимости от ширины полигонов, крупности и среднего содержания металла. Эти области показаны на рис. 155. Заштрихованные на графиках участки показывают область экономичного применения приборов ГЭП-64А при обогащении песков с крупным и средним золотом (двойная штриховка).

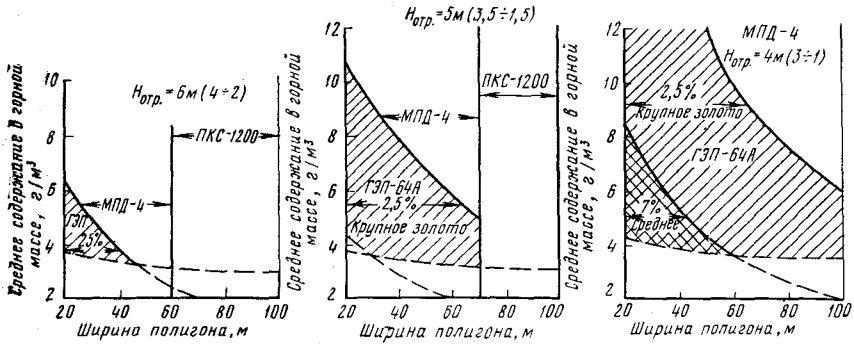


Рис. 155. Области применения промывочных приборов разного типа в зависимости от ширины полигона и содержания золота

В связи с тем, что при расчетах была принята условная стоимость золота (1 руб.), для конкретных условий необходимо содержание, указанное на графиках, делить на фактическую стоимость, выраженную в рублях.

На основании расчетов в табл. 207 приведены рекомендуемые области применения различных приборов в зависимости от их суточной производительности, количества бульдозеров на разработке, размеров полигона и других горногеологических условий.

Уточненное определение экономической целесообразности применения промывочного прибора того или иного типа для конкретных условий должно производиться на основе специального расчета по рекомендуемой методике.

При промывке оловосодержащих песков выбор типа промывочного прибора определяется в основном содержанием касситерита в песках и его крупностью.

Для промывки песков со сравнительно бедным содержанием касситерита, не содержащих самородков крупнее 10—15 мм, следует применять скрубберные приборы (скруббер ДС-53), оборудованные отсадочной машиной ОМДСД-2М или МОД-4 и концентрационным столом СКМ-1А.

Обогащению на отсадочной машине подвергают фракцию мельче 20—25 мм. Подрешетный продукт отсадки крупностью 3 мм перечищают на концентрационном столе. Для возврата промежуточного продукта в голову концентрации следует применять гидроэлеваторы малого размера. Для обеспечения наиболее полного улавливания мелкого касситерита производительность прибора не должна превышать 400—500 м³ в сутки.

При обогащении песков с высоким содержанием касситерита и наличием крупных самородков применяют скрубберные приборы ПКСО-I-50 и ПКСО-I-75, технологическая схема которых предусматривает возможность улавливания как мелких, так и крупных фракций касситерита. При этом пески крупностью до 20 мм обогащают на отсадочных машинах МОД-4 (2—4 шт.) с последующей перечисткой подрешетного концентрата на столах СКМ-1А или СС-2 (2—4 шт.), а фракцию песков размером —140(100) + 20 мм обрабатывают на самородкоулавливающей отсадочной машине ОМТ-III-600А или ОМТ-III-I-800. Производительность приборов — 700—1200 м³ песков в сутки. Для перечистки концентратов отсадки возможно применение виброконцентраторов ВК-2М вместо концентрационных столов.

26. Выбор способа сполоска и доводки концентрата

Одним из основных условий эффективного обогащения на шлюзах является своевременный и регулярный сполоск, т. е. съем осевшего концентрата.

Чтобы организация сполоска отвечала предъявляемым требованиям, необходимо: сполоск производить возможно чаще; снимать концентраты одновременно на всех концентрационных аппаратах; при каждом сполоске концентрат снимать со всей длины шлюзов; все продукты сполоска тщательно собирать и подвергать дополнительной обработке.

В настоящее время наиболее распространен контейнерный способ сполоска шлюзов, позволяющий централизовать обработку концентратов. Существуют следующие разновидности контейнерного сполоска шлюзов на промывочных приборах: сполоск без сокращения концентрата с погрузкой его в полном объеме (или после грохочения на сите 30 мм) в большой контейнер; сполоск с частичным сокращением концентрата на шлюзе в переносные контейнеры, все отходы доводки концентрата подлежат обработке на ШОФ (ШОУ); сполоск с сокращением концентрата II и III секций шлюза (шлихов) на доводочном шлюзе.

При правильной организации все указанные способы сполоска технологически равноценны, но характеризуются различным уровнем трудовых затрат как на производство, так и на последующую переработку золотосодержащих продуктов.

Способ сполоска шлюзов и доводки концентратов необходимо выбирать в зависимости от типа промывочного устройства, места его расположения, крупности золота и других факторов с учетом влияния этого вида работ на общие технико-экономические показатели промывки песков.

Наиболее рациональным следует считать сполоск с использованием доводочного шлюза, при котором затраты на транспортирование и переработку шлихов снижаются до минимума.

Применяемый на драгах Магаданской области сполоск с сокращением всего объема концентрата на доводочных шлюзах (американках), а затем на ШОФ достаточно эффективен с технологической точки зрения. Однако, несмотря на механизацию подъема трафаретов, затраты на сполоск весьма высоки.

Одним из мероприятий по уменьшению трудоемкости сполоска и облегчению условий работы следует считать использование саморазгружающихся (резиновых, металлических) шлюзов.

В условиях территориальной разбросанности драг и значительного удаления их от центральных поселков, характерных для ряда районов Урала и Дальнего Востока, более целесообразен сполоск с обработкой концентратов и шлихов непосредственно на драге.

При расположении драг на небольшой территории может оказаться целесообразной централизованная обработка концентратов на приисковой шлихообогатительной фабрике.

В связи с тем, что в настоящее время на ШОУ и ШОФ, наряду с серыми и черными шлихами, перерабатываются богатые золотосодержащие концентраты, важное значение приобретают вопросы упорядочения технологии обработки и режимов оборудования в целях максимального извлечения золота.

Одними из основных требований к организации работ являются тщательный отбор и последующая переработка различных промежуточных продуктов и предотвращение механических потерь металла.

При проектировании шлихообогащения следует руководствоваться следующими основными положениями:

1. При разработке мелких объектов (полигонов, шахт), значительно удаленных от центрального стана прииска и его участков, доводка шлюзовых концентратов должна производиться непосредственно у промывочного прибора на вашгерде (ПДУ).

Вашгердные шлихи в полном объеме вывозят на ШОФ для доработки.

2. Шлихообогатительные установки (ШОУ) проектируются передвижными для обслуживания отдельных групп промывочных приборов или стационарными, расположенными на горных участках прииска.

На этих установках можно обрабатывать концентраты и шлихи всех видов при условии сравнительно небольшого количества одновременно работающих промывочных приборов.

Типовая технологическая схема шлихообогатительной установки характеризуется использованием только гравитационных методов обогащения для выделения в основном крупного и среднего по крупности золота.

В отдельных случаях, при значительном удалении участковых ШОУ от центрального стана прииска, допускается включение в схему амальгамации.

3. Центральные приисковые шлихообогатительные фабрики (ШОФ) перерабатывают концентраты и шлихи с промывочных приборов и драг независимо от способов сполоска шлюзов и все промежуточные продукты шлихообогатительных и полевых доводочных установок, а также отходы кассовой обработки золота.

В связи с этим ШОФ обычно имеют развитую технологическую схему обогащения, позволяющую осуществлять законченный цикл обработки золотосодержащих продуктов промывки песков. При этом схема должна предусматривать различную комбинацию операций в зависимости от вида обогащаемого сырья и его качественной характеристики.

4. При строительстве ШОФ должна быть предусмотрена возможность складирования и полной сохранности отходов обогащения. Это обусловливается не только промышленным содержанием в них золота, но и возможным присутствием редких и рассеянных элементов.

Некоторые россыпные месторождения золота отличаются повышенным содержанием касситерита и шеелита, которое позволяет осуществлять их попутную добычу на промывочных приборах.

5. Наиболее целесообразным следует считать строительство ШОФ и ЗПК в одном здании.

6. При проектировании ШОФ необходимо соблюдать все требования техники безопасности и промсанитарии, особенно при работах с ртутью.

7. Для сокращения трудовых затрат необходимо предусматривать полную механизацию трудоемких операций транспортирования и подъема исходных материалов и промежуточных продуктов обогащения на ШОФ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ, РЕКОМЕНДУЕМОЙ К РАЗДЕЛУ VII

1. Богатов А. Д., Зубынин Ю. Л. Обогащение на струйных желобах. М., «Недра», 1965.

2. Вязельщиков В. П., Парицкий З. Н. Справочник по обработке золотосодержащих руд и россыпей. М., ГНТИ, 1963.

3. Егупов П. Е. Определение оптимальных условий грохочения песков в барабанных грохотах. Тр. ВНИИ-1, т. X. Магадан, 1958.

4. Егупов П. Е. Влияние параметров работы барабанных грохотов на эффективность грохочения песков. Тр. ВНИИ-1, т. XX. Магадан, 1961.
5. Егупов П. Е. Определение дезинтегрируемости песков. Тр. ВНИИ-1, т. XXXI. Магадан, 1971.
6. Кокташев А. Е., Егупов П. Е. Состояние и пути совершенствования технологии промывки золотоносных песков. Тр. ВНИИ-1, т. XXVII. Магадан, 1968.
7. Мацуев Л. П. Справочник по разработке россыпей, вып. 6, Обогащение. ОТИ, Магадан, 1961.
8. Мацуев Л. П. Некоторые итоги исследований обогащения золотосодержащих песков на шлюзовых обогатительных установках. Тр. ВНИИ-1, т. XXVI. Магадан, 1967.
9. Бажбеук-Меликов Н. К. Извлечение крупных фракций металла при промывке золотосодержащих россыпей. Тр. ВНИИ-1, т. XXII. Магадан, 1963.
10. Мохов А. И. Разработка россыпей драгами. М., «Недра», 1966.
11. Олевский В. А. Конструкции и расчет грохотов. М., Металлургиздат, 1955.
12. Орнатский Н. В. Механика грунтов. М., изд. МГУ, 1962.
13. Полькин С. И. Обогащение руд и песков редких металлов. М., «Недра», 1967.
14. Соломин К. В. Обогащение песков россыпных месторождений полезных ископаемых. М., Госгортехиздат, 1961.
15. Сорокин И. П. Обогащение шлихов россыпных месторождений и обработка шлихового золота, ВНИИ-1. Магадан, 1959.
16. Фосс Г. В. Золото. М., Госгеолтехиздат, 1963.
17. Ясюкевич С. М., Мелик-Степанов Ю. Г. Применение отсадочных машин. М., ОТИ, Главзолото, 1956.

РАЗДЕЛ VIII

ИСКУССТВЕННОЕ ОТТАИВАНИЕ МЕРЗЛЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Глава I

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

1. Способы оттаивания мерзлых пород

Проекты искусственного оттаивания мерзлых пород на россыпных месторождениях следует составлять на основе следующих мерзлотно-гидрогеологических данных, полученных в результате мерзлотной разведки:

мощности толщи мерзлых пород, подлежащих оттаиванию, и буримости пород;

водопроницаемости, строения и температуры толщи рыхлых отложений;

мощности всей вечномерзлой толщи, сведений о наличии надмерзлотных и сквозных таликов;

уклона и рельефа дневной поверхности, ее состояния;

наличия подземных выработок прежних лет, заполненных льдом, водой или воздухом.

Учитывают также и внешние условия: среднегодовую, летнюю и зимнюю температуру воздуха; высоту снежного покрова; тепловые ресурсы поверхностных вод, доступных для использования при гидравлическом оттаивании; режим водотока, используемого для водоснабжения или затопления полигона.

На рис. 156, 157 представлены основные данные о мерзлотно-гидрогеологических условиях проведения оттаивания на различных долинных россыпях, разрабатываемых драгами.

Способы оттаивания, применяемые при разработке россыпных месторождений, относятся к трем группам в зависимости от физического процесса переноса или выделения тепла в толще горных пород [1]. В каждой группе можно выделить подгруппы, различающиеся по источнику тепловой энергии. В свою очередь, внутри подгрупп различают технические приемы и средства.

I группа — оттаивание посредством кондуктивного переноса тепла с использованием теплопроводности пород.

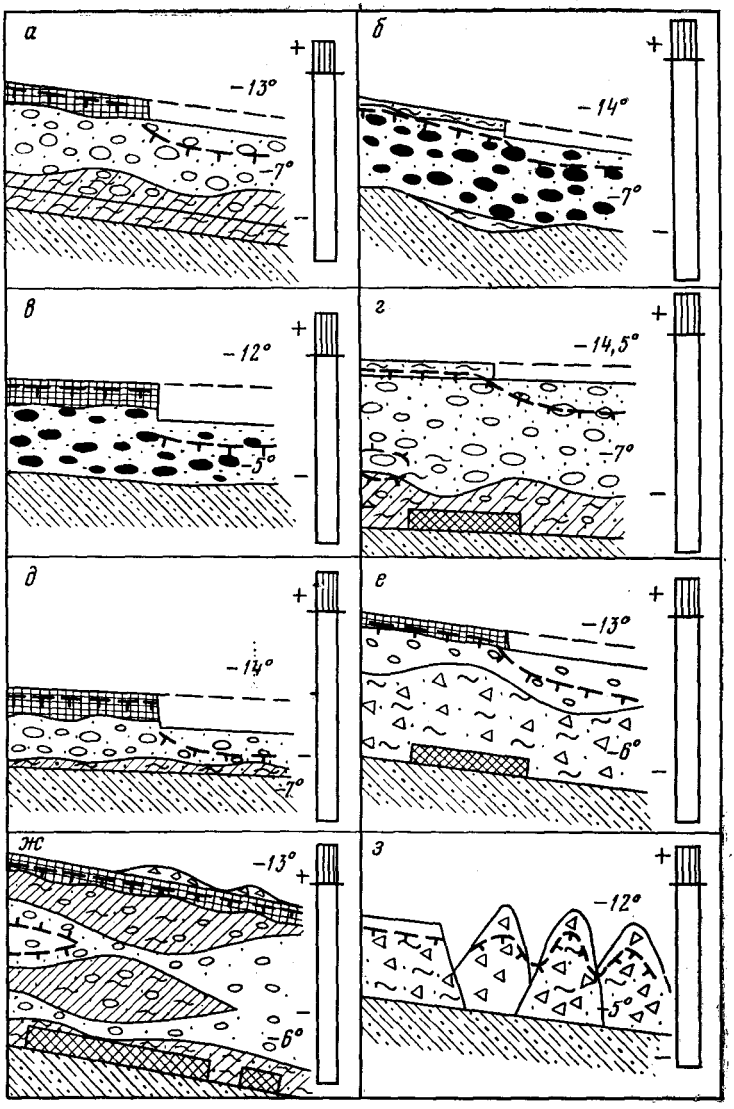


Рис. 156. Схематические разрезы участков работ по оттаиванию вечномерзлых пород в долинах рек:

а — Эгилькнывеем; *б* — Большой Тарын; *в* — Дебин; *г* — Берелех выше Сусумана; *д* — Берелех у руч. Горелого; *е* — Чай-Урья; *ж* — Челбанья и руч. Туманный; *з* — Малый Ат-Урях (пояснения на рис. 157)

Подгруппа А. Источник тепла — солнечная радиация, атмосферный воздух и теплота конденсации водяных паров из воздуха.

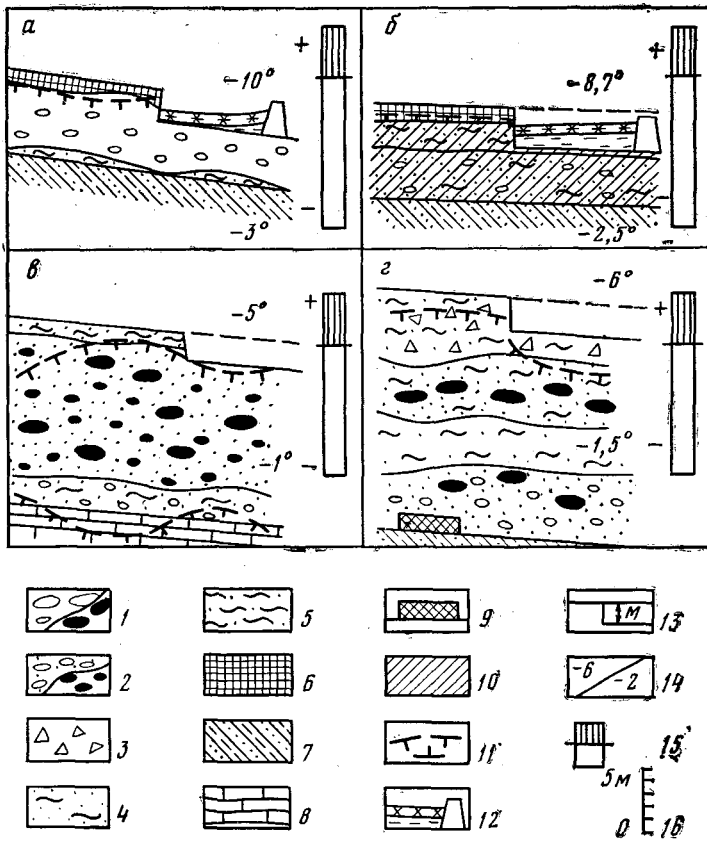


Рис. 157. Схематические разрезы участков работ по оттаиванию вечномерзлых пород в долинах рек:

а — Бам; *б* — Ирелях; *в* — Селигдар и Куранах; *г* — Ныгри.

Условные обозначения: 1 — валуны; *2* — галька (зачернение обозначает повышенную крепость пород); *3* — щебень; *4* — супесь; *5* — суглинок; *6* — торф; *7* — сланцы и песчаники; *8* — известняк; *9* — подземные выработки; *10* — обозначение слабой водопроницаемости; *11* — граница вечномерзлой толщи; *12* — затопление на зиму; *13* — допустимость вскрышных работ и глубина их, м; *14* — среднегодовые температуры воздуха (вверху) и пород; *15* — диаграмма соотношения сумм положительных (заштрихованное) и отрицательных градусосуток температуры воздуха в году; *16* — вертикальный масштаб

Поверхностная сезонная тепловая мелиорация — удаление влагоемкого мохо-растительного покрова и слоя торфяно-илистых грунтов, дренирование оттаивающего слоя системой канав, покрытие поверхности светопрозрачной пленкой.

Естественное оттаивание, совмещающее приемы летней поверхностной тепловой мелиорации с затоплением площади на зимний период. В начале каждого следующего летнего сезона площадь осушают, углубляя оттаивание. Зимнее промерзание исключается. Затопление можно заменять устройством «подвешенного» ледяного покрова, искусственным накоплением мощного снегового покрова, а также утеплением поверхности при помощи настила из теплоизоляционных материалов.

Послойное оттаивание путем периодической (например, ежесуточной) срезки слоя, оттаявшего в результате нагрева солнечной радиацией и воздухом. Периодичность срезания и мощность оттаивающего слоя определяют в зависимости от метеоусловий, льдистости и валунистости мерзлых пород, условий стока воды; большое значение имеют выбор способа механической разработки, вспомогательное рыхление.

Послойная разработка в сочетании с дождеванием, ускоряющим оттаивание.

Безнапорный гидросмыв толщи торфяно-илистых высокольдистых образований. Оттаивание достигается при постоянном смывании оттаивающих частиц породы.

Подгруппа Б. Источник тепла — искусственный.

Оттаивание накладными электронагревательными крышками или матами, термически изолированными от атмосферы, оттаивание горячим газом (огневое) при помощи накладных коробов при периодическом удалении оттаявшего слоя.

Оттаивание погружными грелками, заложенными в буровые скважины,— с электрическими нагревателями, внутренними грелками или внутренней циркуляцией горячей воды.

Оттаивание горячим бутом или пожогами (в шурфах и котлованах).

II группа— оттаивание посредством конвективного переноса тепла в породах (обычно в талой зоне у отступающей границы с мерзлой).

Подгруппа А. Источник тепла — вода, нагретая солнечной радиацией и атмосферным теплом в поверхностных водоемах.

Игловая гидрооттайка (напорно-фильтрационный способ) — наиболее широко применяемый способ оттаивания дражных полигонов на Северо-Востоке СССР. Воду нагнетают через концевые отверстия трубчатых игл, создавая восходящий фильтрационный поток.

По приемам погружения игл в мерзлые породы способ подразделяется:

с постепенным погружением игл по мере протаивания грунта под наконечником;

с быстрым механизированным — вращательным или ударно-вращательным — погружением иглы (скорость погружения не зависит от скорости оттаивания пород под коронкой иглы);

с предварительным бурением скважин по мерзлым породам и погружением в них нагнетательных труб.

Фильтрационно-дренажный способ с инфильтрацией воды из оросительных канав или поглощающих скважин в поверхностный слой и дальнейшей фильтрацией к дренажным скважинам, колодцам или канавам.

Дождевально-дренажный способ с рассредоточенным питанием фильтрационного потока; в дневные часы вода дополнительно нагревается наружным слоем пород, облучаемым Солнцем.

Дождевально-дренажный способ с использованием оборотной воды, нагревающейся только во время просачивания через наружный слой пород, облучаемый Солнцем.

Комбинированный способ, предусматривающий фильтрационно-дренажное оттаивание с применением буровых скважин и предварительным протаиванием таликовых щелей иглами.

Подгруппа Б. Источник тепла — искусственный.

Игловая гидрооттайка (фильтрационно-игловое оттаивание) с использованием нагретой оборотной воды, откачиваемой из дренажных колодцев и нагнетаемой через гидроиглы.

Фильтрационно-игловое оттаивание нагретой водой без ее оборота; применяется обычно на сезонно-мерзлых породах.

Паровое оттаивание посредством паровых игл, забиваемых в породу вибратором направленного действия. Применяется также установка паровых игл в предварительно пробуренные скважины.

III группа — оттаивание посредством электрического тока как внутреннего источника тепла в проводящих горных породах.

Электрооттаивание мерзлых пород током регулируемого высокого напряжения с трубчатыми вертикальными электродами, посаженными в буровые скважины, или накладными электродами.

Электрооттаивание глинистых слоев током низкого напряжения при помощи глубоких вертикальных трубчатых электродов.

2. Мерзлотная разведка

Проектирование и проведение оттаивания необходимо основывать на данных мерзлотной разведки, которую проводит мерзлотная служба.

Обязанности мерзлотной службы:

1. Установление, систематизация и периодическое пополнение комплекса данных для обоснованного проектирования и проведения оттаивания, а именно — мерзлотно-гидрогеологической характеристики россыпи, климатических, погодных и гидрогеологических прогнозов. Разведка мерзлоты; температурные наблюдения; полевые и лабораторные определения водопроницаемости и льдистости пород. Обобщение всех показателей на мерзлотно-гидрогеологических планах и разрезах.

2. Составление проектов работ по оттаиванию (годовых и перспективных).

3. Контроль за оттаиванием и защитой пород от промерзания. Назначение дополнительных контрольных работ, решение вопросов приема оттаянных блоков, указания об изменении параметров системы оттаивания.

Мерзлотно-гидрогеологические планы и разрезы масштаба 1 : 2000 или 1 : 1000 предназначаются для ежегодного проектирования оттаивания. Планы масштаба 1 : 5000 используют для перспективного проектирования работ.

Рельеф участка оттаивания, если он изменен предшествующими горными работами, приходится корректировать на плане. Необходимо указать горные выработки, отвалы или просадки от вытаивания подземного льда при предварительной тепловой мелиорации. Горизонтали должны изображать сечение рельефа через 0,5—1 м по высоте.

Литологический состав достаточно показать с таким подразделением, которое позволило бы видеть границы отложений, отличающихся в значительной мере по литологическому составу, льдистости и водопроницаемости. Выделяют водоупорные породы, весьма слабопроницаемые породы (коэффициент фильтрации $K = 0—1$ м/сутки), слабопроницаемые ($K = 1—30$ м/сутки), хорошо проницаемые с подразделением по значению K на разновидности 30—100, 100—400 и более 400 м/сутки.

Линии разрезов на полигоне предстоящего гидравлического оттаивания располагают поперек оси долины, через 100 м, совмещая их по возможности с геологоразведочными линиями. Дополнительные геотермические скважины, шурфы, а также скважины для измерений уровня воды проходят вблизи линий разрезов. Геотермические скважины вдоль разреза проходят на расстоянии 50—70 м друг от друга.

Границы мерзлых и талых зон в плане с большой точностью определяются методом двухъярусного электропрофилирования.

Водопроницаемость песчаных или галечных отложений в естественном залегании определяют методом откачки — нагнетания при помощи двух буровых скважин.

Коэффициент фильтрации вычисляют по разности динамических

уровней между скважинами при откачивании из одной скважины и одновременном наливе (нагнетании) равного количества воды в другую. Расходы воды принимают около 10, 20 и 40 см³/сек. Водопроницаемость определяют погоризонтно, сверху вниз.

Коэффициент фильтрации

$$K = \frac{W \ln \frac{L}{r}}{2{,}8\pi h_{\Phi} S}, \text{ м/сутки,}$$

где W — расход воды, м³/сутки;
L — расстояние между скважинами, м;
r — наружный диаметр фильтра, м;
h_{Φ} — высота фильтров, м;
S — повышение и понижение динамического уровня в скважинах относительно статического принимается как половина наблюдающейся разности динамических уровней $2S$, м.

Откачку производят ручным насосом. Для исключения пульсации служат уравнительные бачки. Положение уровня определяют электроконтактным уровнемером.

Определение льдистости (влажности) и объемной массы. Содержание льда в породе необходимо определять по пробам, размер которых достаточно велик для получения представительной характеристики. Объем пробы галечника должен вмещать по меньшей мере 50 галек преобладающего размера.

В пробу мелкозернистых пород должны входить видимые ледяные прожилки и прослойки. Только для однородной породы, не содержащей гравия или более крупных обломков и ледяных включений, влажность можно определять обычным способом — высушиванием пробы массой 30—50 г в бюксе при температуре 105 °С с отнесением потери массы при высушивании к массе сухой пробы.

Льдистость крупнообломочных пород, поры которых явно заполнены льдом, определяют по пробе достаточно большого объема — иногда до 10—20 л, массой до 50 кг.

В расчетах оттаивания пользуются выражением льдистости, которую можно вычислить по формуле

$$G = 917\left(1 - \frac{917 P_{\text{с}}}{917 P_{\text{с}} + \Delta_{\text{п}}(P_{\text{м}} - P_{\text{с}})}\right), \text{ кг/м}^3,$$

где $P_{\text{с}}$ — масса высушенной породы, кг;
917 — удельная масса льда, кг/м³;
$\Delta_{\text{п}}$ — удельная масса пород скелета, кг/м³ (обычно 2700 кг/м³);
$P_{\text{м}}$ — масса мерзлой породы, кг.

При тех же условиях находят удельную массу мерзлой породы

$$\gamma_м = \frac{917 P_м \Delta_с}{917 P_с + P_л \Delta_с}, \text{ кг/м}^3.$$

Льдонасыщенный галечник обычно имеет $w = 0{,}12$, $G = 200$ кг/м^3, $\Delta_м = 1950$ кг/м^3. Такой же песок имеет $w = 0{,}17$, $G = 260$ кг/м^3, $\Delta_м = 1800$ кг/м^3.

Для измерения температуры пород при мерзлотной разведке пользуются буровыми скважинами и в редких случаях шурфами с засыпанной трубой. Различают скважины с сухой трубой для термодатчиков, скважины с трубой, заполненной водой или льдом, и засыпанные скважины — без трубы, с термодатчиками, непосредственно в окружающих породах [1].

Средства измерения температуры. Мерзлотомерные датчики для определения состояния окружающих пород и точного решения вопроса, выше или ниже 0° С температура этих пород:

водяные в резиновой трубке для непосредственного прощупывания льда или воды;

электро-водяные замкнутые (внутренние) для суждения о фазовом состоянии воды по сопротивлению воды между электродами;

электрические внешние, позволяющие отличить талые влажные породы от мерзлых по сопротивлению растекания тока от внешнего электрода.

Термометрические датчики температуры пород:

ртутные и спиртовые термометры (психрометрические, почвенно-глубинные, низкотемпературные, пращевые); термометры снабжены соответствующими оправами;

электротермометры сопротивления — медные с номинальным сопротивлением при 0 °С 53 ом; полупроводниковые на 2—5 ком;

термопары.

Глава II

ИГЛОВАЯ ГИДРООТТАЙКА

3. Общие положения

Игловая гидрооттайка (напорно-фильтрационный способ гидравлического оттаивания или фильтрационно-игловой) — комплекс гидротехнических и горных работ для оттаивания мерзлых горных пород посредством переноса тепла восходящими напорными фильтрационными потоками при нагнетании воды через трубы-иглы [1, 11].

В толщу мерзлых отложений погружают иглы с отверстиями

в нижнем конце и нагнетают через них воду. Напор воды преодолевает гидравлическое сопротивление столба оттаивающих мерзлых пород и иногда выносит глинистые частицы. В начале процесса восходящее движение воды создает узкий столб талых пород среди непроницаемой мерзлой толщи. По мере оттаивания диаметр талой зоны увеличивается в зависимости от теплоотдачи фильтрующейся воды и расхода тепла на оттаивание. Оттаивание оканчивается полным слиянием талых зон смежных игл и исчезновением мерзлоты в слое, нижняя граница которого определяется глубиной погружения гидроигл.

Основные разделы работ — погружение гидроигл и нагнетание воды. В зависимости от способа погружения различают игловую гидрооттайку с разовым буровым погружением при одновременной подаче воды через иглу (наиболее распространенный способ) и с постепенным погружением путем посадки иглы по мере оттаивания породы под ее наконечником. Иногда скважины бурят зимой, погружают в них трубы, а весной прогревают скважины и включают иглы в действие. Вода нагнетается насосной станцией или под естественным напором. Источником водоснабжения обычно служит речная вода с температурой от 2 до 20° С. В некоторых случаях для игловой гидрооттайки применяют искусственно нагреваемую воду с температурой $+15 \div +25°$ С.

Отработавшая вода, в случае ее искусственного нагревания, направляется в дренажный колодец для оборотного использования.

Производительность действующих гидроигл пропорциональна температуре нагнетаемой воды. Поэтому пользуются прудами-нагревателями, в которых температура речной воды несколько повышается до подхода к насосной станции. В прудах одновременно осаждается взвешенный материал (ил), ухудшающий процесс фильтрации.

Число одновременно действующих гидроигл на дражном полигоне достигает нескольких тысяч а расход нагнетаемой воды — 3—5 тыс. м³/ч. В связи с этим требуется проектное обоснование режима и параметров гидрооттайки — шага расстановки игл, продолжительности нагнетания воды (в зависимости от ее температуры, льдистости пород и других условий). Необходимы данные предварительной мерзлотной разведки, тщательный контроль погружения игл и нагнетания воды, проверка результатов оттаивания.

Глубину погружения гидроигл H в сплошную мерзлую толщу приравнивают к заданной глубине оттаивания. В случае $H > 15$ м применяют двухъярусное нагнетание воды — после окончания действия иглы на глубине H ее частично извлекают, поднимая наконечник до глубины $0{,}6H$, и продолжают нагнетание некоторое время для оттаивания верхних слоев. В межмерзлотный или подмерзлотный талый слой гидроиглы погружать не следует.

4. Работа гидроигл

Точки погружения игл располагают в ряды. Шаг расстановки игл в ряду l задают в зависимости от водопроницаемости и льдистости (легкотайкости) пород и глубины оттаивания (табл. 208). Расстояние между рядами всегда принимают $0{,}866l$. Выбранный шаг уточняют по продолжительности действия иглы. Кроме того, шаг увязывают с расстоянием между распределительными трубопроводами применяемого комплекта оборудования для водоснабжения так, чтобы между трубопроводами помещалось определенное число рядов и можно было производить погружение игл буровым станком, перемещая его вдоль рядов.

Таблица 208

Рекомендуемые значения шага l, м

Глубина погружения игл, м		Глинистые (связные) породы			Породы галечные, гравийные, песчаные; щебень		
от	до	минимальный	оптимальный	максимальный	минимальный	оптимальный	максимальный
2,5	4	1,5	2,5	3,0	2,0	3,0	4,0
4,5	7	2,0	3,0	4,0	2,5	4,0	5,0
8,0	11	2,5	4,0	5,3	3,5	4,5	6,4
12	17	3,5	5,3	6,4	5,3	6,4	9,0
18	29	5,3	7,0	9,0	6,4	9,0	13,0
30	45	6,4	10,0	15,0	9,0	12,0	16,0

Расход воды регулируют одновременно для группы игл, питаемых через один распределительный трубопровод, снабженный задвижкой. Расход зависит от манометрического напора в нагнетательном трубопроводе насосной станции и потерь напора в иглах, трубопроводах и на фильтрацию (табл. 209).

В слабопроницаемых глинистых породах расход рекомендуется ограничивать во избежание появления суффозионного канала около иглы (табл. 210).

Продолжительность действия гидроиглы T (в сутках) зависит от температуры нагнетаемой воды t, шага иглы l, глубины ее погружения H, расхода воды W, льдистости пород G, водопроницаемости пород K и их начальной температуры в мерзлом состоянии $t_м$ (табл. 211 и 212).

Продолжительность действия иглы, установленную по таблицам, исправляют в зависимости от начальной температуры мерзлых пород $t_м$ путем умножения T на поправочный коэффициент, взятый по табл. 213.

Таблица 209

Потери напора в элементах гидроиглы h, м

Элемент иглы	Диаметр отверстия, мм	Расход воды, м³/ч					
		0,72	1,44	1,80	2,52	3,60	4,32
Резинотканевый рукав (шланг), на 1 м	25	0,015	0,047	0,069	0,123	0,230	0,325
Труба игловая 34 × 5 мм, на 1 м	24	0,025	0,085	0,125	0,216	0,411	0,616
Труба игловая 42 × 7 мм, на 1 м	28	0,012	0,033	0,050	0,105	0,213	0,310
Ниппель для труб 34 × 5 мм	17	0,025	0,104	0,152	0,270	0,537	0,815
Ниппель для труб 42 × 7 мм	20	0,020	0,057	0,082	0,140	0,268	0,400
Коронка с одним центральным отверстием	12,3	0,270	0,930	1,450	2,84	5,66	7,70
То же	16	0,065	0,24	0,38	0,77	1,65	2,33
Отвод («гусиная шейка») . .	20	0,060	0,140	0,200	0,340	0,740	1,16
Гидроигла в сборе; трубы 34 × 5 мм длиной 10 м, три ниппеля диаметром 17 мм, наконечник прямой, коронка с отверстием диаметром 16 мм, шланг длиной 10 м	—	0,574	1,942	2,87	5,13	9,94	14,60
То же, но коронка с отверстием диаметром 12,3 мм	—	0,779	2,63	3,94	7,20	13,95	19,97
Гидроигла из труб 42 × 7 мм длиной 10 м с ниппелями диаметром 20 мм, коронкой с отверстием диаметром 16 мм, прямым наконечником и шлангом длиной 10 м	—	0,43	1,28	1,91	3,63	7,15	10,23

Таблица 210

Максимально допустимый расход воды через иглу в слабопроницаемых, фильтрационно неустойчивых породах

Порода	Коэффициент фильтрации, м/сутки	Глубина погружения иглы, м			
		4	8	12	20
		Максимально допустимый расход, м³/ч			
Суглинки и супеси пылеватые однородные или в порах гравия и гальки	Менее 3	0,8	1,1	1,5	2,0
Песок пылеватый или глинистый с гравием и галькой	3—8	1,6	2,1	2,5	3,2

Продолжительность

Расход воды, м³/ч	$t = 4°$ С					$t = 6°$ С						
	Шаг, м					Шаг, м						
	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	3,0	3,5
											Глубина по	
0,2	—	—	—	—	—	59	—	—	—	—	37	52
0,5	46	62	—	—	—	37	42	55	—	—	18	26
1,0	26	38	50	63	—	18	26	35	44	—	11	15
2,0	14	21	31	38	—	10	14	21	26	—	6	9
3,0	9	14	20	27	—	6	10	14	19	—	4	6
4,0	7	12	16	22	—	5	8	11	15	—	3	4
											Глубина по	
0,2	—	—	—	—	—	72	—	—	—	—	46	65
0,5	54	76	—	—	—	38	46	68	—	—	26	33
1,0	38	46	62	78	—	22	32	43	54	66	14	20
2,0	17	28	36	46	57	12	19	25	31	40	8	12
3,0	13	18	25	34	44	8	12	17	24	31	5	8
4,0	9	16	21	28	34	6	10	14	19	24	4	7
											Глубина по	
0,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	54	77
0,5	66	—	—	—	—	46	62	82	—	—	29	38
1,0	39	54	76	—	—	22	38	52	65	81	17	24
2,0	22	34	44	55	65	14	24	32	38	48	9	17
3,0	13	22	32	41	52	11	16	22	29	38	7	9
4,0	10	18	24	34	41	8	13	17	23	29	5	8
											Глубина по	
0,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
0,5	—	—	—	—	—	—	68	—	—	—	—	43
1,0	—	61	81	—	—	—	42	57	69	—	—	27
2,0	—	37	48	61	76	—	25	34	42	53	—	16
3,0	—	24	34	45	57	—	17	23	32	40	—	10
4,0	—	21	26	37	46	—	14	17	25	32	—	8

Таблица 211

действия иглы, сутки

$t=10°$ C			$t=12°$ C					$t=16°$ C				
Шаг, м			Шаг, м					Шаг, м				
4,0	4,5	5,0	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0
глубина погружения 6 м												
—	—	—	32	44	57	—	—	24	35	45	—	
32	45	—	17	23	30	37	—	13	19	23	30	
21	27	—	9	14	18	23	—	8	11	15	19	
13	16	—	5	7	11	13	—	4	6	9	13	
9	12	—	2	5	7	10	—	3	4	6	8	
6	8	—	—	4	6	8	—	—	—	5	6	
глубина погружения 8 м												
85	—	—	39	55	—	—	—	31	44	—	—	—
43	56	70	22	28	37	49	59	16	22	29	38	46
27	34	42	12	17	22	30	40	8	13	17	23	28
16	20	25	7	9	15	18	23	4	7	9	13	16
11	15	19	4	6	9	13	16	3	4	6	10	13
9	12	15	3	5	7	10	13	—	3	5	7	9
глубина погружения 10 м												
—	—	—	46	65	85	2	—	38	52	61	—	—
51	66	—	24	33	43	56	70	19	26	34	44	56
32	40	50	14	20	27	34	42	10	15	21	27	34
19	24	30	8	12	16	20	25	6	8	12	15	19
13	18	23	6	8	11	15	19	4	6	8	11	15
10	14	18	4	7	9	12	15	3	5	6	8	11
глубина погружения 12 м												
—	—	—	—	73	—	—	—	—	58	—	—	—
56	73	—	—	36	48	63	83	—	29	38	49	62
36	45	54	—	22	30	38	46	—	18	23	29	37
20	27	33	—	14	18	22	28	—	10	14	18	23
14	19	26	—	9	12	17	21	—	7	10	13	18
11	16	19	—	8	10	14	17	—	6	8	10	13

Таблица 212

Продолжительность действия иглы, сутки

Расход воды, м³/ч	$t=8°$ C						$t=10°$ C						$t=12°$ C						$t=14°$ C					
	Шаг, м						Шаг, м						Шаг, м						Шаг, м					
	4,5	5,0	5,5	6,0	7,0	8,0	4,5	5,0	5,5	6,0	7,0	8,0	4,5	5,0	5,5	6,0	7,0	8,0	4,5	5,0	5,5	6,0	7,0	8,0
Глубина погружения 16 м																								
0,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
0,5	119	150	172	200	—	—	95	120	138	160	—	—	79	100	115	133	—	—	68	86	98	111	—	—
1	71	88	102	125	175	225	57	70	82	100	140	180	47	58	68	83	116	150	41	50	59	71	100	130
2	45	50	63	75	104	137	36	40	50	60	83	110	30	33	42	50	69	92	26	28	36	43	59	78
3	29	57	47	56	79	103	23	30	38	45	63	82	19	25	32	37	53	68	16	21	27	32	45	59
4	24	29	38	47	59	88	19	23	30	38	47	70	16	19	25	32	39	58	14	16	21	27	34	50
Глубина погружения 20 м																								
0,5	136	171	196	230	—	—	109	132	157	182	—	—	90	114	131	152	—	—	77	98	110	126	—	—
1	81	100	116	142	200	256	65	80	93	114	160	205	54	66	78	95	182	171	47	57	67	81	114	148
2	51	57	72	86	118	156	41	46	57	68	95	125	34	38	48	57	78	110	30	32	41	49	67	89
3	33	42	54	64	90	117	26	34	43	51	72	93	22	28	36	42	60	77	18	24	31	36	51	67
4	27	33	43	54	67	100	22	26	34	43	54	80	18	22	28	37	44	66	16	18	24	31	39	44

Таблица 213

Поправочный коэффициент

$t_м$, °С	Поправочный коэффициент в зависимости от $t_м$ и G		
	$G=100$ кг/м³	$G=200$ кг/м³	$G=300$ кг/м³
—2	0,88	0,95	0,97
—5	1	1	1
—10	1,3	1,15	1,1
—15	1,6	1,25	1,2
—20	1,9	1,4	1,3

Производительность гидроиглы, средняя за период ее действия,

$$R=\frac{0{,}87l^2H}{T},\ \text{м}^3/\text{сутки}.$$

5. Режим работы гидроигл

В основе проекта игловой гидрооттайки должен быть календарный график температуры нагнетаемой воды, шага игл, продолжительности действия иглы, сроков начала и окончания действия игл, составленный с учетом сроков переработки оттаянных пород.

Среднедекадные температуры воды с обеспеченностью 80% берут из гидрологических материалов. Вносят поправку на нагревание воды в пруде (в июне ориентировочно +0,6° С, с июле +1,2° С, в августе +0,5° С). Полученные расчетные температуры воды t наносят на график (рис. 158). На том же графике строят интегральную кривую градусо-суток, затем намечают горизонтальными линиями дату ввода и продолжительность действия гидроигл с разным шагом l.

Для малых горных рек бассейна р. Колымы характерны следующие среднедекадные расчетные температуры воды, поступающей в гидроиглы:

	Июнь			Июль			Август			Сентябрь		
Декада	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3
t, °С	0,9	4,9	9,0	11,5	12,7	12,4	12,5	9,0	7,6	4,2	3,1	1,0

Шаг иглы весной и осенью принимают минимальным, а в середине сезона, при высоких температурах воды,— наибольшим в зависимости от характера пород и глубины погружения игл.

В зависимости от принятого шага и температуры воды по формуле или таблицам определяют продолжительность действия иглы или необходимую сумму градусо-суток. Затем составляют вспомогательную таблицу (табл. 214).

Пользуясь вспомогательной таблицей и интегральной кривой градусо-суток, определяют продолжительность действия игл, сопоставляют даты окончания действия игл с заданными условиями подготовки пород к переработке и уточняют показатели.

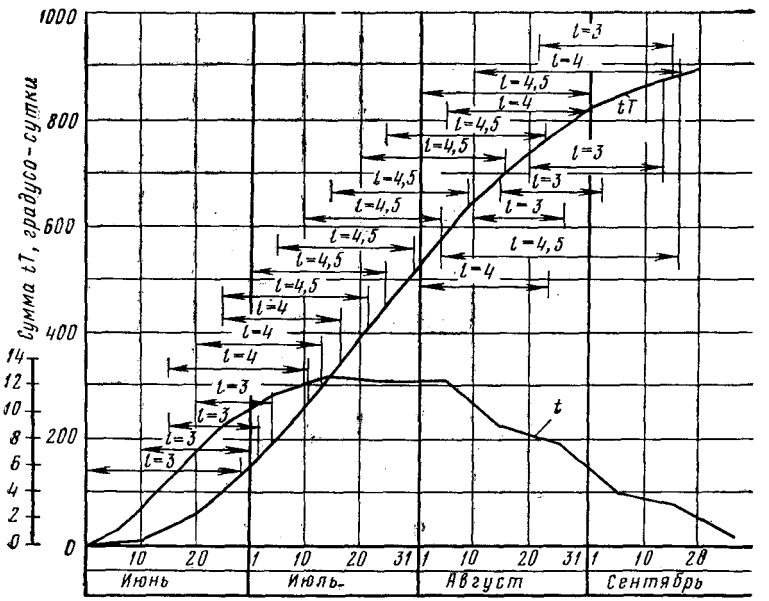


Рис. 158. Пример совмещенного календарного проектного графика температуры воды t, суммы градусо-суток этой температуры (интегральная кривая tT), времени ввода и продолжительности действия игл (горизонтальные линии) при подборе шага l, м

Таблица 214

Пример вспомогательной таблицы к проекту гидрооттайки

l, м	Обозначение показателя	Значение показателей при				W, м³/ч
		$t=5°$ С	$t=7°$ С	$t=10°$ С	$t=12°$ С	
3	$t \cdot T$	132	135	136	137	1,8
	T	26,4	19,3	13,6	11,5	
4	$t \cdot T$	227	234	238	244	2,2
	T	45,5	33,3	23,8	20,3	
4,5	$t \cdot T$	287	296	300	312	2,3
	T	57,4	42,2	30,0	26,0	

6. Формулы для упрощенных расчетов игловой гидрооттайки

Общее количество точек действия игл на участке работ, где оттаивание должно быть окончено в течение данного теплого сезона,

$$N_{\text{общ}} = 1{,}15\,\frac{S}{l^2},$$

где S — площадь участка, м^2;
l — шаг расстановки игл, м.

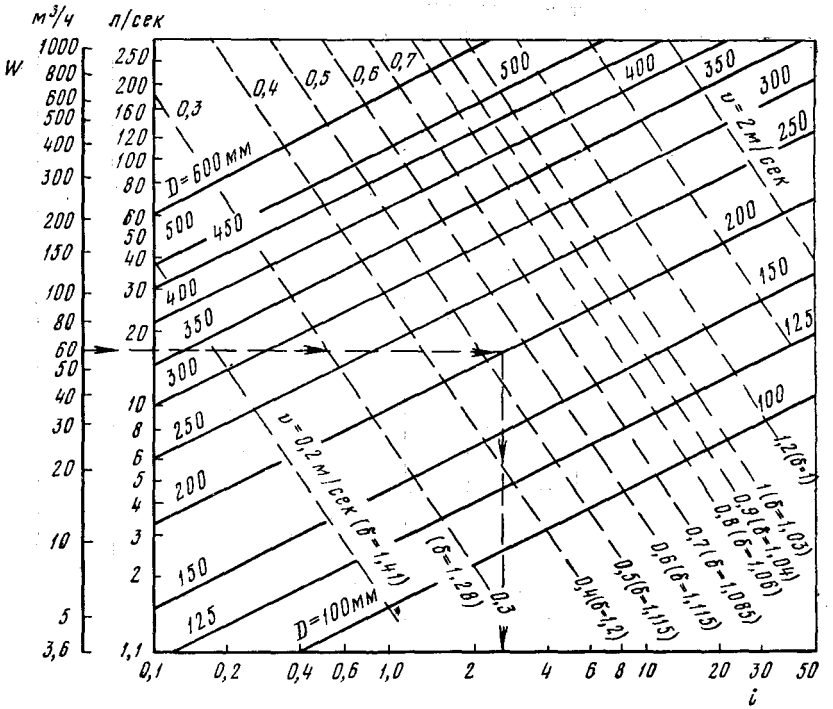


Рис. 159. Номограмма определения потерь напора по длине стального водовода диаметром D в зависимости от расхода воды W.
Потери напора в метрах на 1000 м находят как δi, где δ — пересчетный коэффициент, зависящий от скорости v; при $v = 1{,}2$ м/сек $\delta = 1$ [8]

Кроме того, в течение данного теплого сезона могут быть погружены некоторые иглы, предназначенные для консервации на зиму и продолжения оттаивания в следующем году.

Таблица 215

Ориентировочная классификация условий погружения игл

Характеристика пород, подлежащих оттаиванию (категория по шкале быв. «Главзолото»)	Глубина погружения, м	Диаметр игловых труб, мм	Способ погружения	Норма амортизации	
				коронок, шт/1000 м	игловых труб, м/1000 м
Песок или супесь с гравием, мелкой галькой (I, II)	Менее 7	32	Вибрационная или ударная (ручная) посадка с подмывом по мере протаивания под иглой	0,2	0,5
То же	Более 7	34	Бурение вращательное по мерзлым породам	0,4	0,5
Галечник средний и крупный с небольшими валунами; материал — аргиллиты, сланцы, песчаники. Плотные глины (III)	Менее 15	34	Бурение вращательное и ударно-вращательное	1	1
			То же, вибровращательное	0,7	0,8
То же	Более 15	42	Бурение вращательное и ударно-вращательное	1,5	2
			То же, вибровращательное	1,2	1,5
Песчано-гравелистые или суглинистые породы с включением отдельных крупных (диаметром до 1 м) валунов магматических пород (IV)	Менее 10	34	Бурение вибровращательное	2,5	3
То же	Более 10	42	То же	3	4
Галечник и валуны крепких пород (гранита) и других изверженных пород, кварцитоподобных песчаников, кварца (IV, V)	Менее 5	—	Игловой способ оттайки не рационален		
То же	Более 5	42	Бурение вибровращательное	5	3
Трещиноватые скальные породы	Менее 25	50	Посадка в предварительно пробуренные скважины диаметром не менее 75 мм	—	0,2

Количество одновременно действующих игл определяют исходя из средней продолжительности срока действия одной иглы:

$$N = \frac{T\,(N_{общ} - N_{пр})}{T_{общ} - T},$$

где $T_{общ}$ — общая продолжительность водоснабжения и нагнетания воды за данный сезон, сутки;

$N_{пр}$ — количество предварительно погруженных игл.

Если количество игл, имеющихся в наличии и обеспечиваемых водоснабжением, равно N, то

$$T = \frac{T_{общ} N}{N_{общ} + N - N_{пр}}.$$

Необходимое количество игловых труб

$$И = N\left[H\left(1 + \frac{A_и}{1000}\right) + 0{,}7\right], \text{ м.}$$

Норма ежегодной амортизации игловых труб $A_и$ (м/1000 м) в зависимости от характера горных пород указана в табл. 215 (в этой таблице приведена также потребность в коронках).

Система водоснабжения игловой гидрооттайки предусматривает подачу воды к иглам с заданным напором P. Производительность насосной станции $W_{ст}$ зависит от количества одновременно действующих игл N и расхода воды на иглу W:

$$W_{ст} = NW, \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Потери напора в стальных магистральных и распределительных трубопроводах [8] определяют по рис. 159.

Общие затраты воды на оттаивание мерзлых пород за данный сезон

$$v_в = 24WTN_{общ}, \text{ м}^3,$$

где W и T — средние значения расхода воды через иглу ($м^3/ч$) и продолжительности действия иглы (сутки).

7. Специальное оборудование игловой гидрооттайки (табл. 216)

Таблица 216

Перечень оборудования

Оборудование	Расчет количества
Станки для погружения игл	Ориентировочно на 300 тыс. м³ оттаянных пород два станка
Вибратор двухблочный направленного действия (при разовом станочном погружении игл применяется только для вспомогательных целей) с устройством для крепления	Два вибратора

Продолжение табл. 216

Оборудование	Расчет количества
То же, при постепенной посадке игл	Ориентировочно на 100 тыс. м³ породы три вибратора
Трубы игловые длиной 2,5—3,0 м, диаметром 34 мм, толщина стенки 5 мм, сталь 30ХГС (или диаметром 42×5 мм)*	Определяется расчетом. Ориентировочно на 1000 м³ породы 20—30 м
То же, короткие, длиной 1,25—1,50 м	Ориентировочно на 1000 м³ породы 5 м
Ниппеля (по диаметру труб)	По количеству отдельных игловых труб
Коронки к иглам по диаметру труб	По общему метражу погружения игл ($N_{общ}$ Н) в соответствии с коэффициентом износа согласно табл. 215
Отводы гидроиглы	По количеству одновременно действующих игл с запасом 5%
Сальники упрощенные при постепенном погружении гидроигл	По количеству одновременно действующих игл
Соединительные трубы для сращивания резинотканевых рукавов	В зависимости от шага игл и длины шлангов (не более 0,5 N)
Трубы игловые с безниппельным соединением для контрольных игл	На 1000 м³ 2 м
Комплект водоснабжения гидрооттайки, включая насосную станцию и наземные трубопроводы	Один комплект на 400 тыс. м³ породы (на 2000 гидроигл)
Взамен комплекта водоснабжения соответствующее количество специально изготовленных игловых распределительных труб диаметром 125 мм (толщина стенок 3 мм) со штуцерами для передачи воды по рукавам в иглы (на 10 м трубы 25 штуцеров), с комплектом оснастки для соединений и кольцевыми клапанами	По схеме водоснабжения. Ориентировочно на 100 одновременно действующих игл 350 м труб
Крестовины к главным распределительным трубам диаметром 250—400 мм для присоединения игловых распределителей	По схеме водоснабжения
Колена, крестовины и тройники магистральных трубопроводов	То же
Насосный агрегат с пусковой аппаратурой, вспомогательным насосом или ваккум-баком	»
Рычаг для извлечения игл	На участок — два рычага
Стрела к трактору для извлечения гидроигл	То же — одна стрела
Иглодержатель	То же — два иглодержателя

* Если игловые трубы, ниппеля, коронки (по 1 шт), рукава заказываются в виде комплекта гидроигл определенной длины, то необходимы запасные коронки.

Продолжение табл. 216

Оборудование	Расчет количества
Комплект снаряжения для переносного погружения игл ударами вручную	На 100 тыс. м³ пород два комплекта
Переносный распределительный киоск для энергоснабжения буровых станков	По схеме электропитания
Светильники на переносных опорах	По схеме освещения участка
Поршень ударный	На участок — два комплекта
Зажимы контактные	То же — четыре зажима
Грузик для промера игл	То же — шесть грузиков
Наконечник к резиновой трубке	То же — десять наконечников
Связки проводов для заложения в электромерзлотомерные иглы	На 100 тыс. м³ породы три связки
Оправы для термометров «Пращевой»	То же — пять оправ
Связки резиновых трубок для водяных мерзлотомерных игл	То же — три связки

8. Буровые станки для погружения игл

Характеристика станков, используемых для погружения гидроигл, приведена в табл. 217.

Станок БГСГ-2 сконструирован специально для погружения гидроигл (ЦКБ ВНИИ-1). Вращательный режим бурения, давление и скорость подачи на забой регулируются в широких пределах гидравлическими системами. Применен гидравлический привод зажима трубы в шпинделе. Благодаря шагающему устройству и малым габаритам станок удобен для маневрирования. Ограничение скорости подачи иглы исключает случаи засорения отверстий коронки. Производительность по галечникам — около 80 м за семичасовую смену [1].

Станок ВУД-1 (сконструирован ЦКБ и КБ прииска им. Фрунзе «Северовостокзолото») смонтирован на ходовой части трактора С-80 с электроприводом. Каретка перемещается вертикально на 7 м по мачте, состоит из двух частей, подвешенных таким образом, что вращение игловой (буровой) трубы дополняется действием ударного механизма при встрече с крепкими породами. Станок обеспечивает производительность по галечникам около 100 м за семичасовую смену.

Вибровращательная каретка СДВВ-1 к станку ВУД-1 позволяет повысить производительность в 1,5—2 раза, особенно по породам с наличием валунов.

Станок ВУД-1 с кареткой СДВВ-1 (или станок СВВ-IV) может быть использован для бурения скважин ∅ 100 мм сплошным забоем

Таблица 217

Техническая характеристика буровых станков для погружения гидроигл диаметром 34 мм (диаметр скважины 45—50 мм)

Показатели	ГП-1М	БГСГ-2	ВУД-I	ВУД-I с кареткой СДВВ-1	СВВ-IV
Способ бурения	Вращательный		Вращательно-ударный	Вибровращательный	
Глубина бурения, м	15	15—20	15—20	15—20	50
Скорость вращения, об/мин	240, 470, 670	335, 485, 680 и 930	192 и 332	220	70, 100 и 210
Статическая сила, направленная на забой, кгс	500	От 0 до 650	620	600	От 0 до 1500
Возмущающая сила вибратора, кгс	—	—	—	2200	4760
Число ударов или виброколебаний в минуту	—	—	960 и 1160	1460	1460
Механизм передвижения станка	Шагающий		Гусеничный (ходовая часть трактора С-80)		
Мощность электродвигателей на буровой каретке, квт	6,2	7	7	2×5,5	2×10
Наибольшая потребляемая мощность, квт	9	8,7	22	22	33,5
Размеры станка, м:					
длина	1,8	2,2	4,5	4,5	5
ширина	1,0	1,31	2,38	2,38	2,38
высота:					
максимальная	1,7	3,94	7	7	9,5
минимальная	1,7	1,95	4	4	4
Масса станка, кг	1000	1290	13 000	13 000	13 500
Завод-изготовитель (в союзном производственном объединении «Северовостокзолото»)	Ягоднинский завод горного оборудования	Магаданский механический завод	Сусуманский ремонтно-механический завод	В стадии освоения	

по мерзлым породам. Эти скважины используют для погружения нагнетательных труб, устройства наблюдательных и контрольных труб, а также при зимних вскрышных работах.

Вибровращательный станок СВВ-IV сконструирован ЦКБ ВНИИ-1. Отличается повышенной мощностью и позволяет погружать гидроиглы усиленного типа ∅ 42 мм на глубину до 50 м. Применены гидросистемы для регулирования силы погружения иглы и скорости подачи. Производительность по галечникам составляет 120 м за семичасовую смену.

9. Обслуживание погруженных игл и контроль за оттаиванием

В период действия гидроигл необходимы следующие работы:

техническое обслуживание насосной станции и сооружений для подведения к ней воды, выравнивание прогибающихся участков наземных трубопроводов над оседающими участками;

ежедневная проверка поступления воды через каждую гидроиглу, выборочные контрольные измерения расхода воды, регулирование давления воды в распределительных трубах с целью обеспечения равномерного поступления воды через иглы;

периодическое подтягивание гидроигл на 0,1—0,2 м в случае кольматации пород глинистыми взвесями, поступающими с загрязненной водой;

прочистка и промывка засорившихся гидроигл — восстановление нормального расхода воды через них.

Оттаивание пород проверяют промерами границы воды и льда в контрольных иглах. Контрольную иглу забуривают предварительно в точке, равноудаленной от точек погружения трех рабочих игл. Вода в контрольной игле замерзает, а в дальнейшем оттаивает только по мере оттаивания окружающих пород во время действия рабочих игл. Границу воды и льда внутри контрольной иглы измеряют грузиком или металлической оправой малогабаритного термометра. Полное оттаивание льда — признак окончания оттаивания. Для контроля пользуются также термометрическими буровыми скважинами.

Для извлечения гидроигл из оттаявших пород применяют навесное устройство к трактору С-80 — стреловидную раму (иглоизвлекатель навесной конструкции ЦКБ ВНИИ-1).

Извлеченные иглы разбирают, прочищают детали, затачивают резцы коронок или выбраковывают изношенные, после чего направляют для дальнейшего использования.

Глава III

ФИЛЬТРАЦИОННО-ДРЕНАЖНАЯ ГИДРООТТАЙКА

10. Условия применения

Фильтрационно-дренажный способ гидравлического оттаивания отличается от иглового в основном тем, что искусственно питаемый фильтрационный поток движется не вертикально вверх, а горизонтально, по напластованиям, под влиянием уклона свободного уровня. Длина путей горизонтальной фильтрации от места питания до выхода воды в дренирующую горную выработку или скважину может составлять 20—80 м. Это расстояние назначают в зависимости от заданной глубины оттаивания, фильтрационных свойств пород и допустимой продолжительности работ. Меньшее расстояние обеспечивает более интенсивное оттаивание. Этот способ позволяет оттаивать толщу мерзлых галечников (щебня, гравия), в которой нет слабопроницаемых слоев (глины, суглинка или супеси), если характеристика водопроницаемости пород толщи удовлетворяет следующим нормам:

средневзвешенный (по вертикали) коэффициент фильтрации (в талом состоянии) не менее 40 м/сутки;

минимальный коэффициент фильтрации (в талом состоянии) отдельных слоев толщи не менее 10 м/сутки;

мощность пласта непроницаемых глинистых пород, залегающего под галечниками, в основании разреза, не более 2 м.

На участках с общим уклоном дневной поверхности 0,1 или более фильтрационно-дренажное оттаивание дает удовлетворительные результаты в толще со средним коэффициентом фильтрации от 20 м/сутки и более (табл. 218).

Таблица 218

Глубина оттаивания (м) галечников при фильтрационно-дренажной гидрооттайке за один и два полных летних сезона

Коэффициент фильтрации, м/сутки	Летний сезон	Длина пути фильтрации l, м				
		30	40	50	70	100
50	1-й	6,1	5,0	4,3	3,5	—
50	2-й	8,7	7,7	7,1	6,1	5,7
100	1-й	8,3	7,2	5,9	4,5	3,6
100	2-й	—	10,0	9,0	7,1	6,0
200	1-й	—	8,8	7,7	6,3	5,0
200	2-й	—	—	10,6	9,0	7,7
400	1-й	—	—	8,7	7,5	6,4
400	2-й	—	—	11,5	10,3	8,1

Следовательно, для проектирования фильтрационно-дренажной гидрооттайки необходимо определять послойно коэффициент фильтрации оттаивающих пород.

Фильтрационно-дренажный способ обычно обеспечивается речной водой в течение теплого сезона, когда среднесуточные температуры воды выше 3° С. Если до конца теплого сезона протаивание пород не достигает заданной глубины, работы прерывают и продолжают питание фильтрационного потока в следующем теплом сезоне.

Условия получения удовлетворительных результатов фильтрационно-дренажного оттаивания с использованием речной воды:

непрерывное в течение теплого сезона поступление чистой воды, содержащей не более 0,5 кг взвесей на 1 м³;

температурный режим воды, характеризующийся суммой среднесуточных температур не менее 500° С (должен быть не менее 100 суток с температурой 5° С и выше);

температура воздуха района работ, характеризующаяся суммой положительных градусо-суток не менее 1000.

Проектная продолжительность работ обеспечивает заданную конечную глубину оттаивания при выполнении следующих главных технических условий:

обеспечения заданного расхода фильтрационного потока, зависящего от расстояния между местами питания и дренирования, уклона поверхности (в начале лета) и перепада уровней между этими местами, отсутствия заиливания пород у места инфильтрации воды;

строгого соблюдения установленной продолжительности (действия) искусственного фильтрационного потока;

соблюдения температурного режима инфильтрирующейся воды по календарным срокам;

понижения уровня грунтовых вод на время зимнего перерыва в работах и утепления поверхности или затопления полигона.

11. Расчет фильтрационно-дренажной оттайки [3]

В первом приближении можно пренебречь кондуктивными тепловыми потоками и считать, что мерзлые породы оттаивают под влиянием теплоотдачи фильтрационного потока. Тогда продолжительность оттаивания ΔT, ч, слоя пород мощностью ΔZ выразится формулой

$$\Delta T = \frac{l\,\Delta Z}{W_0 c_{\text{о. в}}}\left(\frac{LG}{tK_\sigma} + c_{\text{о. т. п}}\right), \text{ ч},$$

где l — длина фильтрационного потока, м;

W_0 — единичный расход фильтрационного потока, м²/ч;

$c_{\text{о. в}}$ — объемная теплоемкость воды, вт·ч/(м³·°С);

L — теплота таяния льда, вт·ч/кг;

G — льдистость, кг/м^3;

t — начальная температура фильтрационного потока, °С;

K_σ — относительная теплоотдача фильтрационного потока, доли единицы;

$c_{о.\,т.\,п}$ — объемная теплоемкость талых водонасыщенных пород, вт·ч/(м^3·°С).

Для вычисления относительной теплоотдачи фильтрационный поток приравнивается движущейся пластине, которая имеет начальную температуру t и в течение времени $\tau = \frac{l}{v}$ охлаждается снизу, где температура 0° С (v — скорость фильтрационного потока, м/ч).

Относительная теплоотдача фильтрационного потока в слое находится в следующей зависимости от «безразмерного времени» — критерия теплового подобия Фурье Fo для пластины:

$$K_\sigma = 1 - \frac{8}{\pi} e^{-\frac{\pi^2}{4} Fo}, \quad Fo > 0{,}1;$$

$$K_\sigma = 2\sqrt{\frac{Fo}{\pi}}, \quad Fo < 0{,}1.$$

В данном случае

$$Fo = \frac{l(\lambda + Dv)}{vc_{о.\,в}H^2},$$

где кроме указанных величин;

λ — коэффициент теплопроводности водонасыщенных пород, вт/м·°С;

D — коэффициент теплового рассеяния пород, вт·ч/(м^2·°С);

H — мощность фильтрационного потока, м (среднеарифметическая за рассматриваемый период времени).

Средняя теплоотдача фильтрационного потока на всем протяжении

$$\Phi_w = W_0 c_{о.\,в} t K_\sigma, \text{ вт/м}.$$

Действие фильтрационного потока практически возможно использовать только после оттаивания грунтов на глубину более 1 м.

Оттаивание за счет теплоотдачи фильтрационного потока на глубине 1—2 м значительно ускоряется влиянием кондуктивного потока от дневной поверхности.

Общая уменьшенная продолжительность оттаивания очередного условного расчетного слоя мощностью ΔZ при одновременном действии теплоотдачи фильтрационного потока и кондуктивного потока тепла от дневной поверхности к подошве талого слоя определяется по формуле

$$\Delta T_{общ} = \frac{\Delta T \Delta T_п}{\Delta T + \Delta T_п}.$$

Действительный плавный процесс понижения подошвы оттаявшего слоя и сопутствующего изменения параметров фильтрационного потока представляется в расчете в виде последовательной смены ряда стационарных состояний с приращением глубины подошвы талого слоя $\Delta Z = 1$ м. Принимается, что каждый очередной слой мощностью

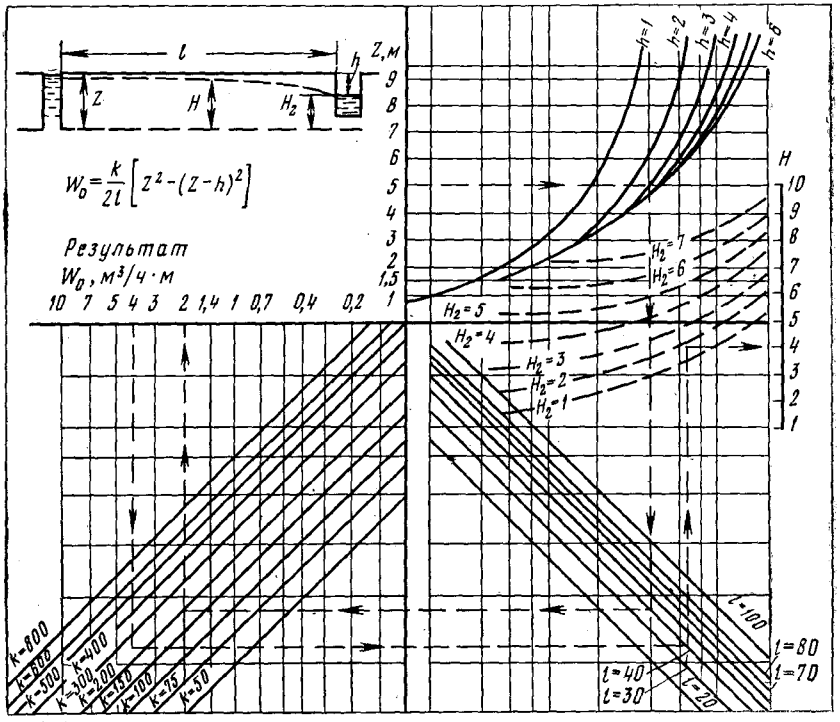


Рис. 160. Номограмма определения максимального единичного расхода W_0 (м³/ч) и ширины в зависимости от мощности талого слоя Z, глубины дренирования h (м), длины пути фильтрации l (м) и коэффициента фильтрации k (м/сутки). Ход определения поясняется пунктирной линией. Если заданы W_0 и H_2, среднюю мощность фильтрационного потока H можно определить, как показано второй пунктирной линией со стрелками

1 м оттаивает с равномерной скоростью. Для установления времени оттаивания ΔT очередного слоя определяют сначала скорость фильтрации и среднюю по длине и по времени мощность фильтрационного потока, а далее — единичный расход этого потока (ход определений сводят в таблицу).

Значения температуры воды и поверхности вносят позже, в зависимости от определяемых календарных сроков начала и окончания оттаивания данного слоя.

Единичный расход фильтрационного потока, движущегося к месту дренирования, например дренажной канаве, определяют по расчетному графику рис. 160. Исходные данные:

глубина подошвы талого слоя в данный момент, равная $Z_i + 0{,}5$ м;

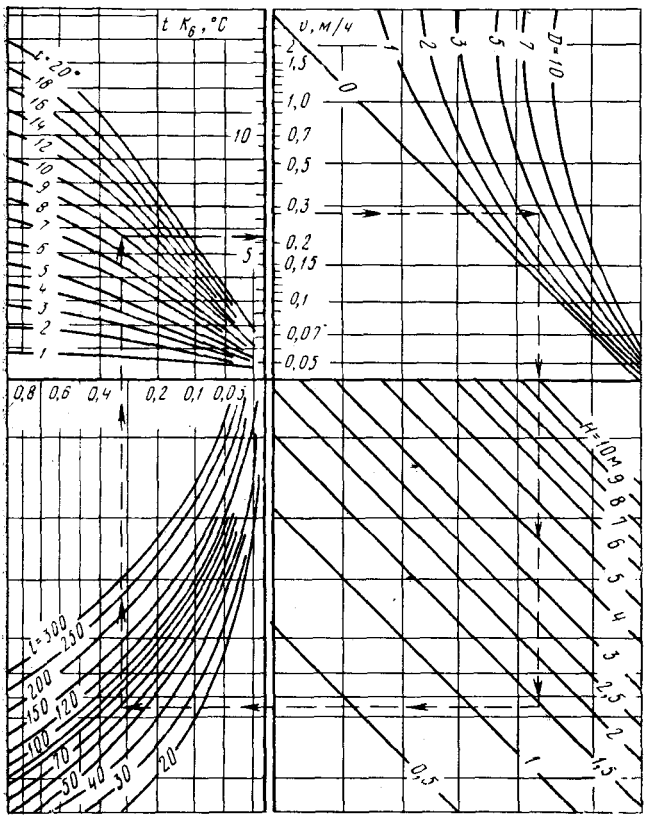


Рис. 161. Номограмма определения теплоотдачи фильтрационного потока $tK_б$ °С в зависимости от скорости фильтрации v (м/ч), коэффициента теплового рассеяния D (вт · ч/м² · °С), средней мощности фильтрационного потока H, м, длины пути фильтрации l, м и температуры воды t. Ход определения пояснен пунктирной линией

разность уровней воды искусственного фильтрационного потока между местами питания и дренирования h, м;

расстояние l, м, от места питания до выхода по направлению фильтрации;

среднее значение коэффициента фильтрации пород, вмещающих фильтрационный поток, k, м/сутки.

Скорость фильтрации в каждом случае вычисляют как

$$v = \frac{W_0}{H}, \text{ м/ч.}$$

Далее определяют продолжительность оттаивания очередного слоя, пользуясь сначала приблизительными значениями температуры воды и воздуха.

Относительное понижение температуры фильтрационного потока tK_σ (теплоотдачу) определяют по номограмме рис. 161.

Вычисленные или найденные графически значения $T_{общ}$ заносят в таблицу. Они выражаются в сутках и служат далее для определения проектных календарных сроков окончания оттаивания каждого слоя.

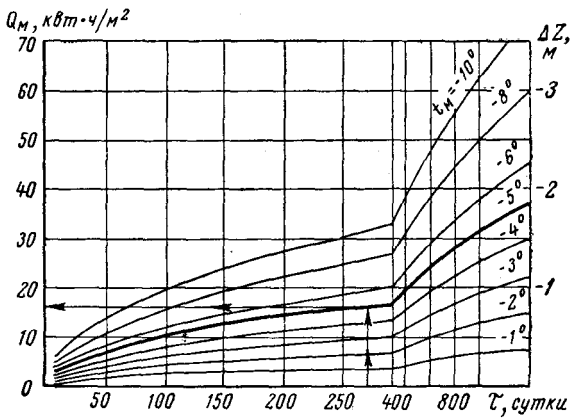


Рис. 162. Потери тепла в вечномерзлую толщу $Q_м$ и соответствующее промерзание ΔZ в зависимости от времени t и начальной температуры пород $t_м$

Последовательное установление дат начала и окончания оттаивания расчетных слоев позволяет определить, на какую глубину оттаивание распространится к концу первого летнего сезона. Дальнейший ход оттаивания после зимнего перерыва, во второй, а иногда и в третий сезоны, определяют по той же методике.

В конце расчета вносят поправку на влияние потерь тепла в нижележащую вечномерзлую толщу. Эту поправку находят по графику (рис. 162).

Глубина оттаивания к концу первого сезона должна быть достаточно большой (4 м или более) для сохранения талого водоносного слоя под пластом сезонного промерзания к началу теплого сезона следующего года.

Подготовительные и вскрышные работы для фильтрационно-дренажного оттаивания производят теми же способами, что и для игловой гидрооттайки, с соблюдением следующих дополнительных требований.

Не допускается оставление мха, торфа, суглинков или супесей над галечниками, даже во впадинах микрорельефа; над галечниками может быть оставлен слой песка мощностью менее 1,5 м. Остатки

торфяно-илистого слоя, сохранившиеся под отвалами прошлых лет, также необходимо удалять. При канавном орошении необходима планировка с уклоном 0,0005 к дренажной канаве. Соблюдение этих требований обеспечивает достаточно быстрое протаивание пород в начале летнего сезона на глубину 1—1,5 м, что позволяет начать нормальную фильтрацию воды — теплоносителя. Вскрышные работы целесообразно выполнять с годовым опережением.

Вскрышные работы должны предшествовать проходке дренажных канав или колодцев.

Расход воды для оттаивания можно определять также по ориентировочной норме — 8—13 м³ воды с температурой 7° С на 1 м³ вечномерзлых пород.

Выбранный водоток или другой открытый водоем пригоден для водоснабжения, если в течение расчетного периода (не менее 100 суток) его расход превышает потребность, а температура воды не менее 5°С. Допускается содержание не более 0,5 кг взвесей на 1 м³ воды. В связи с этим во многих случаях приходится сооружать дамбы для создания прудов-отстойников.

На небольших участках фильтрационно-дренажное оттаивание может производиться в холодное время года с нагреванием оборотной воды.

Глава IV

СПОСОБЫ ОТТАИВАНИЯ В ЗИМНИХ УСЛОВИЯХ

12. Электрооттаивание

Сущность электрооттаивания током низкого напряжения (380—220 в) заключается в том, что под действием разности потенциалов, приложенной к системе электродов, в мерзлой породе возникает неоднородное электрическое поле и происходит тепловое действие тока в объеме пород, расположенных между электродами.

Факторы, определяющие электропроводность мерзлых пород: содержание свободной поровой влаги, структура, льдистость и температура являются основными исходными данными, учет которых необходим для обеспечения нагрева и оттаивания пород в электрическом поле. В зависимости от этих факторов выбирают исходное напряжение электрического тока, тип электродов, расстояние между ними и глубину погружения.

В качестве электродов принимают арматурную сталь 12—19 мм длиной 1,5—2 м; нижний конец электродов заостряют, а в верхнем (в 5 см от края) просверливают отверстия диаметром 3—4 мм. Через эти отверстия пропускают голый провод длиной 25—30 см, один ко-

нец его приваривают к электроду, другой служит для присоединения к электросети. Электроды забивают в породу на расстоянии 0,4—0,8 м друг от друга в зависимости от напряжения тока, начальной температуры прогреваемой породы и ее электропроводности.

Электроды устанавливают в три ряда в шахматном порядке. Образуются полосы, как бы «разрезающие» мерзлую породу на отдельные блоки. Точки расположения электродов намечают с помощью шаблона — деревянной рамки с натянутой внутри проволокой; пересечения проволок указывают точки забивки электродов.

В случае повышения напряжения тока расстояние между электродами увеличивается, при понижении — уменьшается.

При трехпроводной системе трехфазного тока напряжением 220 в расстояние между электродами принимают 0,5 м, при четырехпроводной при напряжении 380—220 в — до 0,6 м. Забитые в породу электроды обычно подключают к электросети без понижающих трансформаторов.

Мерзлые породы, особенно крупнообломочные (например, галечно-гравийные), обладают чрезвычайно высокими удельными электрическими сопротивлениями — от нескольких сотен до сотен тысяч ом/м, а иногда и более. В начале оттаивания ток протекает только через 15—20-сантиметровый слой смоченных водным раствором поваренной соли опилок, уложенных сверху на прогреваемую поверхность. Нагретые опилки отдают тепло верхнему слою породы, который в результате оттаивания начинает проводить ток, нагревается и, в свою очередь, отдает тепло нижележащим слоям.

Забивка электродов — работа трудоемкая, поэтому электроды первоначально забивают на небольшую глубину (0,4—0,45 м). По мере оттаивания через каждые 4—6 ч подачу тока прекращают и электроды забивают глубже на толщу оттаявшего за это время слоя пород.

При глубине мерзлого слоя более 1,5 м оттаивание производят последовательно слоями по 0,8 м, причем каждый оттаявший слой породы удаляют при выключенном токе, после чего приступают к оттаиванию следующего слоя. Электроды могут быть поверхностными и глубинными.

Длительность оттаивания поверхностными электродами зависит от температуры и влажности пород и напряжения тока. В среднем при напряжении 220 в и глубине оттаиваемого слоя 0,5—0,7 м продолжительность оттаивания составляет 30—48 ч.

Для наиболее эффективного использования выделяемого при электропрогреве тепла к разработке пород следует приступать спустя 24—48 ч после окончания прогрева, так как за это время аккумулированное тепло распространится в стороны и значительно увеличит объем талых пород.

При оттаивании вертикальными «глубинными» электродами (способ ВНИОМС) электроды забивают глубже мерзлого слоя на 15—20 см.

Длина электродов должна быть на 20—30 см больше глубины оттаивания, а диаметр их в зависимости от длины и твердости пород от 12 до 19 мм.

Продолжительность прогревания породы «глубинными» электродами зависит от толщины мерзлого слоя, влажности пород и напряжения тока; при глубине оттаивания до 1,5 м и напряжении 220 в длительность прогревания составляет около 16 ч.

Прогрев заканчивается после того, как породы оттаивают до заданного горизонта. При оттаивании для экскаваторной разработки прогрев заканчивается, когда толщина верхнего мерзлого слоя будет не более 0,25—0,4 м.

Расход электроэнергии и продолжительность электропрогрева мерзлых пород до нулевой температуры определяют по формулам:

продолжительность электропрогрева

$$T = \frac{\Psi R_{\text{ср}} V}{U^2} Q(t), \text{ ч},$$

расход электроэнергии

$$Q_{\text{э}} = \frac{\eta U^2 T}{1000 R_{\text{ср}}}, \text{ квт} \cdot \text{ч},$$

где T — продолжительность электропрогрева, ч;

Ψ — электрический эквивалент тепла, 1,16 квт·ч/Мкал;

$R_{\text{ср}}$ — электрическое сопротивление системы электродов в мерзлой породе, ом, средневзвешенное за время нагревания и оттаивания;

V — объем оттаиваемой породы, м³;

U — разность потенциалов, в;

$Q(t)$ — затраты тепла на нагревание и оттаивание пород в зависимости от начальной и конечной температуры;

$Q_{\text{э}}$ — расход электроэнергии, квт·ч;

η — коэффициент использования тепла.

Вследствие большой энергоемкости оттаивания (15—40 квт·ч/м³) и сравнительно высоких цен на электроэнергию в современных экономических условиях электрический ток может служить лишь дополнительным источником тепла при оттаивании больших объемов вечномерзлых пород другими способами.

В последнее время испытан способ электрооттаивания мерзлых пород током высокого регулируемого напряжения. В этом случае на электроды подается напряжение до 10 кв, которое уменьшается по мере оттаивания пород.

Этот способ требует более сложного конструктивного оформления, специальных мероприятий по обеспечению безопасности работ и применим только для оттаивания небольших объемов.

13. Оттаивание сезонномерзлого слоя паром и нагретой водой

Паровое оттаивание. Этот способ оттаивания применяется обычно для того, чтобы оттаять промерзший за зиму верхний слой пород, предназначенных для драгирования. Парооттайка позволяет значительно ускорить ввод драги в работу после зимнего отстоя. Давление пара должно быть от 3 до 5 кгс/см^2. Он направляется из котла по утепленному трубопроводу длиной 100—300 м на участок работ и поступает в иглы, погруженные в породу и соединенные с трубопроводом паропроводными резинотканевыми теплоизолированными рукавами. На дражном участке одновременно действует обычно 40—70 паровых игл. Мощность парового котла должна соответствовать числу одновременно действующих игл из расчета 1,4 м^2 площади нагрева на одну иглу. Расход пара через иглу ограничивается ее диаметром и размерами отверстий.

Паровая игла длиной 3—4,5 м изготавливается из целого отрезка пустотелой буровой стали У-7 наружным диаметром 28—32 мм с диаметром канала 9—12 мм. Могут применяться также иглы из бесшовной стальной трубы диаметром 34 мм.

Паровое оттаивание сезонномерзлого слоя необходимо проектировать на основании данных мерзлотно-гидрогеологической разведки с учетом производственно-технических условий.

Расстояния между смежными паровыми иглами принимают от 2,5 до 3,5 м в зависимости от мощности мерзлого слоя и состава пород (в глинистых породах задают меньшие расстояния). Точки погружения игл размечают в вершинах сетки равносторонних треугольников так же, как и при игловой гидрооттайке.

Одна игла обеспечивает оттаивание 20—50 м^3 сезонномерзлых пород. Удельные затраты пара на оттаивание с учетом потерь при энергоемкости пород 25—35 квт·ч/м^3 составляют обычно 50—80 кг/м^3. В системе трубопровода и шлангов, в зазоре между породой и иглой теряется около 40% начального количества тепла в паре.

Продолжительность работы паровой иглы составляет 20—70 ч в зависимости от состава пород и их энергоемкости оттаивания.

Во время работы выходящий пар образует в проходах вокруг наконечника область с температурой 100—111° С. В этой области пар вытесняет воду из пор и трещин.

Область сухих пород ограничена изотермической поверхностью 100° С — фронтом конденсации пара. Температуры в порах окружающей талой зоны понижаются по направлению к ее внешней границе—

фронту оттаивания пород, сохраняющей постоянно температуру 0° С. Здесь происходит полезное расходование тепла на плавление льда.

После окончания подачи пара через иглы окружающие талые породы в течение 5—10 суток интенсивно остывают, расходуя тепло на оттаивание остатков мерзлых пород у периферии талой зоны, между неполностью сомкнувшимися смежными таликами. В это же время часть остаточного тепла теряется за пределы оттаиваемого слоя в атмосферу и нижележащую толщу. Потери в атмосферу практически значительны на тех участках, где оттаивание производилось в конце марта или начале апреля и окончено за 1—2 месяца до начала работы. На этих участках необходимо на 30—40% увеличивать норму подачи пара.

Паровые иглы можно погружать постепенно посадкой — ударами кувалды по мере протаивания пород под наконечником, которое обычно продолжается 20—40 ч. Посадку можно облегчить, если пробурить в мерзлых породах скважины на глубину 1 м. Постепенную посадку можно обеспечить при помощи электромеханических вибраторов. Иногда практикуется посадка игл в предварительно пробуренные скважины на всю глубину, с использованием буровых станков, предназначенных для игловой гидрооттайки.

При оттаивании суглинков и пылеватых супесей продолжительность работы иглы увеличивают в полтора-два раза, а расход пара на одну иглу уменьшают, вводя в работу одновременно большое количество игл.

Пласт льдонасыщенного торфа в сезонномерзлом слое (в сравнении с галечником) замедляет оттаивание в радиальном направлении в несколько раз и требует более продолжительной работы иглы под паром.

В галечниках, гравии и крупном песке, где тепло переносится по талой зоне конвективно, расход пара $q_п$ на одну иглу можно принимать 15—20 кг/ч, в глинистых породах — 8—15 кг/ч в зависимости от мощности мерзлого слоя.

Общий расход пара на одну иглу $P_п$ за период ее работы $T_и$ ч определяют в зависимости от энергоемкости оттаиваемых пород Q Мкал/м^3, установленной по данным мерзлотной разведки с учетом объема мерзлых пород $V_п$ м^3, относящегося к одной игле,

$$P_п = 1{,}6 V_п Q.$$

Отсюда находим продолжительность работы иглы

$$T_и = \frac{P_п}{q_п}, \text{ ч.}$$

Количество одновременно действующих паровых игл зависит от производительности парового котла $q_к$, кг/ч.

$$N_п = \frac{q_к}{q_п}.$$

Ежесуточно необходимо извлекать отработавшие паровые иглы и погружать их в новых точках. Для извлечения паровых игл пользуются рычагом (вагой) длиной 2,5 м.

Магистральный паропровод изготовляют из стальных труб ∅ 75 мм, соединенных в звенья длиной 6 м. Соединение звеньев фланцевое. Трубы покрывают термоизоляцией. Распределительные трубопроводы снабжают отводами с вентилями и штуцерами для присоединения паропроводных шлангов.

Необходимо постоянно контролировать давление пара в магистральном трубопроводе. При недостаточном давлении пар не преодолевает гидростатическое давление воды в оттаявшей породе. Тогда у нижнего конца образуется водяная пробка, затем игла охлаждается, только конденсирует пар и перестает нормально действовать.

На участке оттаивания, в точках, расположенных на 20—25 м друг от друга, необходимо предварительно установить мерзлотомерные иглы, по которым ведется наблюдение за оттаиванием.

При пароотайке необходимо соблюдать следующие правила безопасности:

к работам по пароотайке допускаются только лица, прошедшие специальную подготовку и ознакомленные с правилами безопасности;

запрещается переносить трубы, находящиеся под давлением пара, ставить или снимать вентили, манометры и заглушки, присоединять или снимать шланги, не выключив предварительно подачу пара;

оттайка паром под воздушными линиями электропередачи запрещается;

перед пуском пара в магистраль и ее ответвления, а также в иглу необходимо убедиться в надежности всех соединений и в правильности установки парозапорных вентилей и заглушек и в надежности крепления паровых шлангов к штуцерам вентилей и к иглам. Паропроводный шланг на обоих концах его, как у паропровода, так и у пароиглы, должен быть надежно закреплен;

категорически запрещается присоединяь иглы шлангами, имеющими трещины. Работа пароразводящей сети при наличии «шипунов» не допускается, меры по устранению их должны приниматься немедленно. Вентили следует открывать постепенно, не допуская толчков и рывков в паропроводном шланге;

трансформаторы для электропитания переносных вибраторов током напряжением 36 в устанавливают в середине участка работы предстоящей смены. Электрик должен ежесменно проверять всю линию электропитания. Муфтовые соединения кабелей надо оберегать от попадания в воду;

все рабочие на пароотайке обязаны знать порядок оказания первой помощи при ожогах паром и кипятком, а в аптечке (на драге) должны быть средства против ожогов.

Оттаивание нагретой водой. В зимнее время нагретой водой можно оттаивать как сезонномерзлые, так и вечномерзлые породы. Источником водоснабжения в конце зимы может служить дражный разрез ряд колодцев или дренажных скважин.

Технология работ в общем не отличается от технологии игловой гидрооттайки, но все наружные трубы, а также шланги должны иметь теплоизоляцию. Вода нагревается паром от дражного котла, поступающим через смеситель в теплоизолированную водопроводную магистраль. Разновидностью такой схемы подогрева является подача пара в затопленный отсек трюма дражного понтона. Из трюма нагретую воду подают насосом к гидроиглам. Оптимальной считается температура воды 15—20° С. Гидроиглы погружают при помощи буровых станков с шагом расстановки 2,5—3 м. Последовательность оттаивания должна обеспечить фильтрацию отработанной воды по оттаявшей зоне в дражный котлован или к дренажным колодцам. При этом предотвращается образование наледи на примыкающих площадках. Кроме того, возврат воды с температурой 5—10° С позволяет экономить топливо.

Оттаивание целесообразно начинать у дренирующей горной выработки, перемещая в дальнейшем фронт оттаивания к периферии участка работ.

Оттаивание нагретой водой хотя и удорожает подготовку, но в ряде случаев оправдывается увеличением годовой производительности драги. Применение искусственного подогрева воды при игловой оттайке целесообразно в следующих условиях:

в случае предстоящего изменения ходов драги в результате дополнительной разведки, когда в начале следующего сезона разработка будет вестись на участках, которые предварительно разрабатывать не предполагалось;

когда темпы оттаивания вечномерзлых пород из-за низкой температуры речной воды недостаточны;

перед наступлением теплого сезона или в самом начале его на россыпях малой мощности, где нет смысла создавать переходящий объем талых пород из-за глубокого сезонного промерзания.

Оборотное водоснабжение при зимней игловой гидрооттайке необходимо не только для рационального использования тепла, но и потому, что даже в начале зимнего периода водоснабжение за счет поверхностных водотоков затруднено, а в конце зимы такая возможность, как правило, вообще отсутствует.

Для оборотного использования подогретой воды проходят дренажные колодцы (копаные или буровые) с радиусом действия до 60 м. При хорошей водопроницаемости (в талом состоянии) всей толщи пород россыпи водозабор может осуществляться скважинами ∅ 150—200 мм, обсаженными трубами, перфорированными в нижней части.

Если нижние слои россыпи обладают слабой водопроницаемостью, то перфорированная часть трубы должна располагаться в вышележащих горизонтах. Для образования фронта дренирования скважины целесообразно располагать в ряд. Расстояние между дренажными скважинами составляет 20—25 м (4—5 скважин на площади 1 га).

Для подогрева воды можно использовать автономные котельные установки, включающие водогрейные котлы и водо-водяные теплообменники. Такие теплообменники нужны для того, чтобы избежать подачи неочищенной (мутной) воды непосредственно в водогрейные котлы. Низконапорный насос подает из котла нагретую до 70° С воду в сосуды теплообменника, откуда вода возвращается в котел.

Время выстойки игл рассчитывается по соответствующим номограммам и формулам. Коэффициент теплоиспользования многократно оборачиваемой воды 0,7.

Площадь нагрева котла и теплообменника определяется ориентировочной нормой — 1,5—2 м² на действующую иглу.

В настоящее время создается специальная транспортабельная водонагревательная установка газоконтактного типа с циклонной топкой производительностью 3 Гкал/ч. Установка работает на жидком топливе и позволяет без дополнительного теплообменного аппарата непосредственно подогревать неочищенную воду.

Глава V

ПОВЕРХНОСТНАЯ ТЕПЛОВАЯ МЕЛИОРАЦИЯ И ПРЕДОХРАНЕНИЕ ОТ ПРОМЕРЗАНИЯ

14. Поверхностная тепловая мелиорация

Под тепловой мелиорацией (улучшением) пород подразумевается искусственное изменение водно-теплового режима в нужном для практики направлении. Поэтому различные приемы искусственного оттаивания, предохранения от промерзания, осушения и затопления, засоления и т. п. представляют собой также способы водно-тепловой мелиорации пород.

Способы усиления нагрева горных пород поверхностного слоя в теплый период:

уменьшение отражения приходящей солнечной радиации путем зачернения поверхности пород и увеличения ее шероховатости;

уменьшение испарения с поверхности горных пород, которое достигается применением пленочных покровов, а также общим осушением верхнего слоя;

уменьшение конвективного охлаждения в результате применения пленочных покровов;

увеличение теплового потока в толщу пород за счет использования повышенной теплопроводности разновидностей пород, увеличения градиента температур в оттаивающем слое или конвективного переноса тепла на глубину.

Из-за низкой теплопроводности (0,1—0,6 ккал/(м·ч·°С) повсеместно распространенных мохо-растительного, торфянистого и суглинистого слоев, а также испарения влаги из этих слоев значительно снижается тепловой поток в толщу пород.

Предварительное удаление мохо-растительного слоя и вскрыша суглинистых пород имеют большое мелиоративное значение, если при этом обнажаются песчано-галечные породы, коэффициент теплопроводности которых значительно больше — 1—1,6 ккал/(м·ч·°С).

Градиент температур в оттаивающем слое искусственно увеличивается при послойной разработке.

Конвективный перенос тепла осуществляется при различных способах гидравлического оттаивания (иглового, фильтрационно-дренажного, дождевально-инфильтрационного).

В горном деле под термином «тепловая мелиорация» подразумевают комплекс гидротехнических мероприятий, обеспечивающих увеличение глубины сезонного оттаивания, осушение и уплотнение пород в течение всего теплого периода года (или части его) для последующей разовой разработки накопленного талого слоя.

При избыточном содержании льда по мере его вытаивания породы уплотняются и объем их уменьшается. Применение тепловой мелиорации позволяет учитывать уменьшение объема пород при переходе их из мерзлого состояния в талое.

После удаления растительно-торфяного слоя на полигоне проходят сеть осушительных канав и оставляют его на длительное время для естественного оттаивания. Затем разрабатывают и удаляют весь образовавшийся талый пласт. Вслед за этим начинают новый цикл оттаивания, осушения и разработки талого пласта. Перед началом и в конце каждого периода оттаивания (или перед началом разработки талого пласта и после его полного удаления с полигона) поверхность полигона нивелируют для получения средней высотной отметки и определения величины естественной осадки в результате оттаивания, осушения и уплотнения. Объем переработанных пород определяют отдельно для каждого талого слоя, разрабатываемого за один прием.

После удаления с поверхности растительного покрова и слаботеплопроводных и илистых слоев и обеспечения дренажа глубина сезонного протаивания увеличивается в два-три раза по сравнению с глубиной сезонного протаивания пород, находящихся под мохорастительным покровом. В течение одного теплого сезона оттаивает

слой до 2 м и более даже при сильной льдистости, а за два сезона — до 3—4 м (при условии полного удаления с полигонов оттаявших слоев в конце сезона).

Вскрышные работы с применением тепловой мелиорации начинают за несколько лет до разработки песков на данном полигоне и ведут их с различной цикличностью.

При годовой цикличности вскрышные работы обычно начинают осенью со снятия слоя, оттаявшего в естественных условиях.

15. Гидравлический безнапорный размыв

В отдельных случаях для удаления с полигона льдистых торфяно-илистых покровных отложений мощностью от нескольких десятков сантиметров до нескольких метров может быть с успехом применен гидравлический безнапорный размыв. Для организации безнапорного размыва необходимо устройство водозаборного и регуляционного сооружения, водозаводного (деривационного), начального рабочего и водоотводного каналов. Направление рабочего канала на каждом полигоне размыва выбирают с таким расчетом, чтобы работающий поток перемещался параллельно своему начальному положению. В подготовленный канал глубиной 0,3—0,5 м пускают воду сначала с небольшим расходом (0,2 м³/сек), постепенно увеличивая его по мере размыва канала до 0,8—1,5 и даже 3—5 м³/сек. «Подрезая» борта канавы, вода обрушивает их, размывает и сносит.

Обычно через день-два ширина разработанного русла становится достаточной для производства в нем бульдозерных работ. Тогда вдоль потока, со стороны, противоположной фронту размыва, устраивают дамбу высотой 1—1,5 м, которая служит для направления рабочего потока. Дамбу постепенно смещают бульдозером на поток, регулируя его ширину, а вместе с тем и интенсивность размыва на отдельных участках.

Для безнапорного размыва можно применять воду с температурой от 0,5° С и выше. Удельный расход воды при этом зависит от ее температуры, протяженности фронта размыва, гидравлических характеристик потока и практически составляет от 50 до 80 м³ на 1 м³ размытых пород.

16. Пленочные покрытия

Для интенсификации оттаивания мерзлых пород с использованием тепла солнечной радиации можно применять покрытия из светопрозрачных пленок. В этом случае значительно сокращаются потери тепла с поверхности породы в результате уменьшения конвективного теплообмена с окружающей атмосферой и резко сокращается испарение из верхнего слоя. Среднесуточная температура поверхности

породы повышается под пленкой на 8—10° С, а следовательно, в 1,5—2 раза увеличивается тепловой поток в подстилающую толщу горных пород и глубина их оттаивания по сравнению с естественными условиями.

На россыпях, разрабатываемых драгами, пленочное покрытие, уложенное в последний месяц зимы после искусственного удаления снежного покрова, обеспечивает начало оттаивания на две—четыре декады раньше. Там, где это необходимо, пленка может предохранить поверхность пород от повторного промерзания после парооттайки сезоннопромерзшего слоя.

На вскрышных работах применение пленки в весенний и летний периоды обеспечивает увеличение производительности землеройных машин.

Лучшими оптическими характеристиками обладают полихлорвиниловая (ТУ 2544—51) и полиамидная (ТУ УХП 17—58 МО СНХ) пленки. Полиэтиленовая пленка (ГОСТ 10354—63) значительно уступает им, однако более удобна в эксплуатации. Пленки недолговечны. Практически полихлорвиниловые и полиамидные пленки через 1,5—2, а полиэтиленовые через 3—4 месяца эксплуатации становятся непригодными для дальнейшего использования.

Для оттаивания наиболее приемлема пленка толщиной 0,06—0,1 мм.

Перед настиланием пленки необходимы подготовительные работы:

изготовление укрупненных полотнищ (путем склеивания или сваривания рулонного пленочного материала) и дуговых опор;

удаление снежного, растительного, мохо-торфяного покрова и по мере возможности илисто-супесчаного слоя.

Полотнища из полиамидной пленки склеивают клеем ПК-5 (ТУ УХП 101—59 МО СНХ).

Из полиэтиленовой пленки полотнища изготавливают термическим свариванием. Производительность труда при склейке и сваривании полотнища 150—200 м²/чел-смену.

Полиэтиленовую пленку более целесообразно сваривать непосредственно на полигоне. В этом случае сварку производят с помощью специальной зажимной рамки. Скорость сварки паяльной лампой с зажимной рамкой составляет 8—10 м/мин, а общая производительность застилки — 250 м²/чел-смену.

Способы образования пленочных покровов: настилание полотнищ на заранее подготовленные валики из грунта высотой 0,2—0,3 м, образующиеся по ходу скрепера или отвала бульдозера;

настилание полотнищ на металлические дуговые опоры;

настилание полотнищ непосредственно на спланированную поверхность полигона.

Края полотнищ следует тщательно пригружать насыпным грунтом. Между соседними полотнищами оставляют полосу открытого грунта шириной 0,5 м.

17. Затопление дражных полигонов на зимний период

Затопление дражных полигонов для предохранения горных пород от сезонного промерзания широко практикуется на приисках Южной Якутии, Забайкалья, Восточной Сибири, Приамурья. Сохранность пород в талом состоянии гарантируется, если глубина затопления превышает величину максимального промерзания естественных водоемов. Организация работ по затоплению сравнительно проста, а себестоимость сохранения пород в талом состоянии не превышает 0,1 руб. на 1 м³. При устройстве водоемов обычно сооружают несколько плотин поперек долины.

В общем случае высота плотины H определяется длиной затопляемого участка L, уклоном долины i, толщиной слоя льда в водоеме $h_л$ и высотой надводного козырька плотины

$$H = Li + h_л + h_к.$$

В условиях дражных работ расчетные параметры земляных плотин обычно бывают следующими: высота 3,5—5 м, реже до 10—12 м; ширина поверху 3—6 м; уклон мокрого откоса 1 : 2,5, сухого откоса 1 : 2.

Расстояние между плотинами в зависимости от уклона долины 200—400 м. Тело плотин сооружают из слабофильтрующих пород (супеси, суглинки).

Для успешного предохранения пород от промерзания необходима стабилизация уровня воды в искусственно созданном водоеме.

Условия, благоприятные для затопления:

сравнительно узкие долины (300—600 м) или благоприятные для затопления участки более широких долин;

незначительная водопроницаемость в талом состоянии рыхлых горных пород, слагающих россыпь;

возможность естественного восполнения фильтрационных потерь за счет открытого руслового стока.

Для уменьшения фильтрационных потерь через основание плотины устраивают противофильтрационный зуб, для чего предварительно проходят траншею, которая заполняется слабофильтрующим грунтом. В последнее время в качестве противофильтрационного экрана весьма эффективно применяется полиэтиленовая пленка толщиной 0,2 мм, укладываемая по всему мокрому откосу и зубу.

Основание под пленочный экран создают из слоя песка толщиной 0,2 м вверху — 0,5 м у подошвы. Такой же слой песка должен лежать над пленкой.

Полотнища пленки раскатывают сверху вниз, растягивают по откосу и по выемке под зуб. После окончания работ на откосе верхний край полотнищ во избежание сползания пригружают грунтом. Края смежных полотнищ укладывают внахлест и сваривают на месте.

Защитный слой отсыпают на пленку бульдозером. Засыпку начинают с зуба и продолжают по откосу. Минимальная толщина защитного слоя у зуба — 0,4 м.

В целях частичной компенсации фильтрационных потерь возможен возврат фильтрующейся воды. Для этого в нижнем бьефе проходят водосборные колодцы, из которых воду перекачивают в верхний бьеф.

В тех случаях, когда удается затопить полигон до необходимых отметок или невозможно длительное время удерживать воду на заданном уровне, породы от промерзания предохраняют с помощью воздушно-ледяных покровов. Способ во многом напоминает обычное затопление, однако существенно уступает ему в эффективности.

На участке предполагаемого затопления забивают колья из круглого леса диаметром 5—15 см; расстояние между кольями 2—4 м. Перед началом заморозков участок затопляют на глубину 1,5—2 м, а после промерзания водоема сверху на 0,2—0,5 м часть воды спускают, намораживая следующий слой льда, затем снова выпускают часть воды и т. д.

В результате над поверхностью полигона создают и удерживают на кольях несколько ледяных слоев, разделенных воздушными промежутками. В качестве опор для воздушно-ледяных покровов можно использовать также земляные гребни или насыпи высотой до 1—1,5 м.

При устройстве воздушно-ледяных покровов надо стремиться к максимальному уменьшению толщины воздушных промежутков (2—5 см) при одновременном увеличении числа этих промежутков. Однако получение многослойных покровов достаточно сложно. Обычно применяют однослойные, двухслойные и реже трехслойные покровы. Вследствие механических и термических напряжений во льду появляются многочисленные трещины, которые необходимо закрывать снегом, ветошью и т. п.

Описанный способ эпизодически применяют в умеренном климатическом поясе (Восточная Сибирь, Забайкалье), в суровых условиях Центральной Якутии и Крайнего Северо-Востока он не везде дает должный эффект.

18. Щиты из пенопласта

В ряде районов из-за отсутствия воды в зимний период способ затопления неприменим. Здесь можно применять защиту от промерзания покровом из переносных щитов, изготовленных из синтетического теплоизоляционного материала — полистирольного пенопласта ПСБ. Такой утепляющий покров можно быстро создать в лю-

бых условиях, затем убрать и сохранить для многократного использования. Пенопласт ПСБ обладает хорошими теплоизоляционными свойствами, способностью к упругой деформации и сравнительно высокими механическими свойствами. В зависимости от назначения и климатических условий толщина покрова может быть 0,15—0,35 м.

Для определения минимальной толщины покрова необходимо знать индекс промерзания и допускаемые тепловые потери. Индекс определяют как произведение времени действия покрова в сутках на

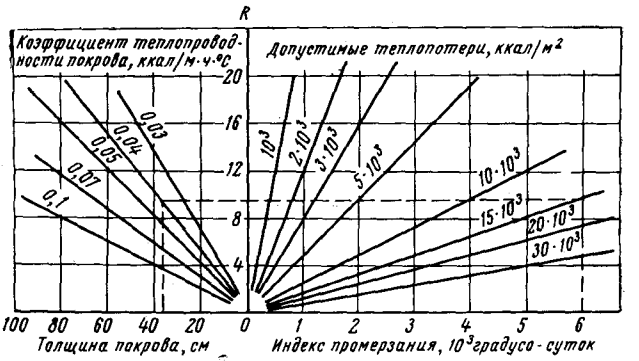


Рис. 163. Номограмма определения толщины теплоизоляционного покрова. Порядок определения показан пунктирной линией. Линию ведут по координатной сетке от исходного значения индекса промерзания до пересечения с линиями значений допустимых теплопотерь и коэффициента теплопроводности покрова. По левой горизонтальной шкале находят толщину теплоизоляционного покрова

среднюю за этот период температуру наружного воздуха (взятую со знаком «плюс») и выражают в градусо-сутках. Среднюю температуру воздуха принимают по данным ближайшей метеостанции.

Допускаемые тепловые потери с 1 м² поверхности горной породы характеризуют допустимую глубину промерзания под утепляющим покровом в зависимости от исходной влажности.

Теплопотери вычисляются по формуле

$$Q = H(GL + 0{,}5 t_м C),$$

где H — допустимая глубина промерзания, м; G — содержание льда в породе, кг/м³; L — удельная теплота плавления льда, ккал/кг; $t_м$ — температура поверхности мерзлых пород, °С; C — объемная теплоемкость мерзлых пород, ккал/м³.

Глубиной промерзания задаются исходя из условия, что она допускается: на 0,1—0,2 м, если породы разрабатываются зимой, сразу же после снятия утепляющего покрова; на 1—1,2 м, если породы освобождаются от покрова в конце зимы и до начала разработки успевают несколько оттаять под действием солнечной радиации; до 2 м, если весной, после уборки утепляющего покрова, применяют пленочный покров для ускорения оттаивания.

Определив индекс промерзания, тепловые потери и выбрав коэффициент теплопроводности покрова, который из-за неплотной укладки пенополистирольных щитов колеблется в пределах 0,03—0,05 ккал/(м·ч·°С), по номограмме (рис. 163) рассчитывают необходимую толщину утепляющего покрова.

Щиты, представляющие собой элементы настила утепляющего покрова, изготовляют путем формования из гранулированного пенистого полистирола. В виде исключения щиты можно изготовить склеиванием (клей ВИАМ Б-3, цементно-латексный и др.) готовых плит товарного пенополистирола ПСБ. Наиболее рациональна форма щита в виде правильной шестиугольной призмы со стороной основания 0,9—1 м и площадью основания 2,1—2,6 м².

Щиты следует настилать до перехода среднесуточной температуры воздуха через 0° С к отрицательным значениям. Перед укладкой с полигона удаляют валуны, остатки деревьев, кустарник. Поверхность защищаемого участка разравнивают бульдозером настолько, чтобы надежно стыковались два смежных щита.

В ряде случаев под теплозащитным покровом целесообразно укладывать электрические нагреватели. Нагревателем может служить тонкий изолированный железный провод, уложенный параллельными рядами через 0,3—0,5 м. Искусственный подогрев позволяет управлять промерзанием под утеплителем. При покрове из ПСБ толщиной 15 см необходима средняя мощность подогрева 5—7 вт/м².

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ, РЕКОМЕНДУЕМОЙ К РАЗДЕЛУ VIII

1. Гольдтман В. Г., Знаменский В. В., Чистопольский С. Д. Гидравлическое оттаивание мерзлых горных пород. Тр. ВНИИ-1, т. XXX. Магадан, 1970.
2. Достовалов Б. Н., Кудрявцев В. А. Общее мерзлотоведение. М., изд. МГУ, 1967.
3. Знаменский В. В. Расчет теплообмена при фильтрационно-дренажном оттаивании мерзлых пород. Тр. ВНИИ-1, т. XXIX. Магадан, 1969.
4. Иванов Н. С. Тепло- и массоперенос в мерзлых горных породах. М., «Наука», 1969.
5. Иванов Н. С., Гаврильев Р. И. Теплофизические свойства мерзлых пород. М., «Наука», 1965.
6. Кутателадзе С. С., Боришанский В. М. Справочник по теплопередаче. М., Госэнергоиздат, 1959.
7. Лезгинцев Г. М. Гидромеханизация разработки россыпей и методы расчетов. М., «Наука», 1968.
8. Нурок Г. А. Технология и проектирование гидромеханизации горных работ. М., «Недра», 1965.
9. Павлов А. В. Теплообмен промерзающих и протаивающих грунтов с атмосферой. М., «Наука», 1965.
10. Сезонное протаивание и промерзание грунтов на территории Северо-Востока СССР. М., «Наука», 1966.
11. Чистопольский С. Д. К теории фильтрационно-иглового способа оттаивания многолетнемерзлых грунтов. Тр. ВНИИ-1, т. XIX. Магадан, 1961.

АЛФАВИТНО-ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

А

Автоматические шлюзы — 476
Автотранспорт — 431
Азиатский ковш — 491
Актирование площадей — 70
Алевролит — 5
Алмаз — 42
Аллювиальные россыпи — 43
Аллювиально-делювиальные россыпи — 44
Амальгаматор — 223
Амальгамация — 522
Американский лоток — 491
Аппараты гравитационного обогащения — 485
Аргиллиты — 5

Б

Балансовое (генеральное) опробование — 507
Барабанный грохот — 223
Батеа — 491
Безнапорный гидротранспорт — 306
— размыв — 571
Бетон — 379
Бортовой зуб дражного разреза — 275
Борьба с пылью — 439
Бульдозеры — 103—105
Буровзрывные работы — 402
Буровые каретки — 426
Буровые станки (техническая характеристика) — 90
Бутара — 492

В

Вашгерд — 491
Вентиляторы главного проветривания (выбор) — 459, 461
— частичного проветривания — 449
Вертикальные стволы (условия применения) — 361
Вечномерзлые россыпи — 354
— системы разработки — 386
Взрывчатые вещества — 405
Вибрационный шлюз — 488
Вибровращательный станок СВВ-IV — 555
Виброгасящие каретки — 416
Виброконцентратор трубный ВК-2М — 486
Винтовые сепараторы — 484
Внутримерзлотные воды — 26
Водоводы — 338, 340
Водоносность россыпей — 357
Водоотдача пород — 29
Водоотстойники — 332
Водопроницаемость — 8
Воды сквозных таликов — 25
Вольфрамит — 41
Вскрытие котловины — 254
— при гидравлической разработке — 343
— россыпи — 253
Вскрышные работы — 82
— — классификация — 135
— — терминология — 134
Вспомогательные вскрывающие выработки — 363
Выбор вентилятора — 449
— способа управления кровлей — 394
Выезды — 140
Выемка торфов — 135
Выработки для осушения — 356
Выход концентрата — 517

Г

Габбро — 6
Галечный лоток — 230
Галька — 465
Гидравлический способ разработки — 292
— — расход воды — 301
— — электроэнергии — 302
Гидравлические работы, водоснабжение — 329
Гидравлические шлюзы — 475
Гидравлический способ разработки, технико-экономические показатели — 349
Гидрогеология — 21
Гидрометеорологические условия — 15
Гидромониторы — 317
— ГМСДШ — 319
— производительность — 295
Гидромониторные струи — 293
Гидромониторные установки — 317
Гидрооттайка игловая — 540, 551
Гидросмеси — 305
Гидротранспорт пород — 305
— расчет канавы — 306
Гидроэлеваторы — 311
Гидроэлеваторные промывочные приборы — 502—504
Головное опробование на драгах — 229
Головные шлюзы — 475
Горное давление — 368
Горноподготовительные работы (терминология) — 127
Горные породы — 5—7
Гранит — 6
Грохочение — 464
Грузоподъемные краны на драгах — 237
Грунтовые воды — 24
— насосы, техническая характеристика — 323
Гусеничные тракторы (техническая характеристика) — 97

Д

Дамбы — 133
Дезинтегратор — 472
Дезинтеграция — 464, 468
Дельтовые россыпи — 44
Делювиальные россыпи — 43
Деревянная крепь — 381
Детальная разведка — 49
Доводка шлихов — 466
Доводочные шлюзы — 476
Дождевально-дренажный способ оттаивания — 537
Документация выработок — 72
— буровых скважин — 72
Долинные россыпи — 43
Допалеозойские россыпи — 45
Доразведка месторождений — 63
Драга 80Д — 180
— 150Д — 181
— 250Д, 250ДУ — 183
— ОМ-431 — 187
— ОМ-417 — 190
— 600Д — 195
Драги, основные размеры — 200
— техническая характеристика — 166
— землесосные — 179
— обогатительное оборудование — 221
— освещение — 246, 248, 249
— отопление — 242
— производительность — 281
— противоаварийное и противопожарное оборудование — 250
— технико-экономические показатели — 284
— уход забоя — 271
— ширина забоя — 273
— шаг передвижки берегового ролика — 279
— коэффициент использования рабочего времени — 283
— коэффициент наполнения черпаков — 282
— нормативы численности обслуживающего персонала — 287—289
— обслуживающий персонал — 287
— сборочные площадки — 257
— сигнализация и связь — 243
— системы смазки — 240
— системы разработки — 266
— системы управления — 243
— смазочные станции — 241
— трансформаторы — 247
— электроснабжение и электрооборудование — 246
Дражные шлюзы — 475
— бочки — 512
Дражный флот — 165

Е

Единая классификация горных пород — 9
Енисейская Кулибина — 492
Естественное оттаивание — 84, 536

З

Забой
— уход — 271
— ширина — 273
Задвижки — 341
Задирковые пробы — 68
Запасы (подсчет) — 74
Запыленность — 439
Затопление дражных полигонов — 573
Защита от пыли — 443
Землесосы
— вакуумметрическая высота всасывания — 309
— кавитационная характеристика — 309
Землесосы — напор — 308
— нормативные сроки службы — 328
— производительность — 309
— техническая характеристика — 323
Землесосные промывочные приборы — 501
Золото — 40

И

Игданит — 415
Игловая гидрооттайка — 536
Избыточное зерно — 464
Известняки — 5
Ильменит — 42

К

Камерная система разработки — 390
Канавы — 128
— гидравлический расчет — 331
Капитальные канавы — 129
Капсюли-детонаторы — 403
Касситерит — 41
Кварц — 6
Клапаны обратные — 342
Класс по крупности — 464
Классификация горных пород по трудности разработки драгами — 168
— драг — 176
— мерзлых пород — 370
— подземных вод — 23
— пород — 9
— россыпей — 11, 13, 14
— систем разработки вечномерзлых россыпей — 388
— систем разработки талых россыпей — 395
— способов вскрытия — 360
Климатическая характеристика районов открытых работ — 20
Колесные скреперы — 113, 117—122
Колумбит — 42
Комбинированная система разработки — 391
— схема отвалообразования — 138
Компрессоры — 419
Компрессорные станции — 420
Кондиции на минеральное сырье — 74
Конгломерат — 5
Консистенция гидросмесей — 305
Контроль за оттаиванием — 555
Контрольное опробование — 507
Конусные сепараторы — 485
Концентрат — 464
Концентрационные столы — 480
Копуш — 68
Котлованы — 130, 257
Крепь — 378
Крепление — 368
— вертикальных выработок — 381
— очистных выработок — 383
— сопряжений и пересечений — 383
Косовые россыпи — 43
Коэффициент использования рабочего времени драг — 283
— наполнения черпаков драги — 282
— разрыхления — 76
— трения и сцепления — 8
— фильтрации — 22
Кулибины — 492

Л

Лагунные россыпи — 44
Лебедки для подъема стакера (техническая характеристика) — 233
Лед: базальный, пленочный, поровый — 32
Ледниковые россыпи — 44
Ленский шлюз — 491
Ленточные конвейеры — 429
Лигатура — 468
Лигатурное золото — 468
Линейный способ подсчета запасов — 78
Лотки — 491
Лунка — 68
Льдистость — 539

М

Маневровое устройство драг — 204, 217
Маневровые лебедки драг — 218
Машины отсадочные — 482, 483
Масса горных пород — 7
Межбороздовые целики — 99
Межмерзлотные воды — 25
Межпластовые воды — 24
Межремонтные сроки бульдозеров — 112
Мезозойские россыпи — 44
Мерзлотоведение — 29
Мерзлотная разведка — 537
Мерзлотомерные датчики — 540
Мерзлые породы — 29
Металлическая крепь — 380
Металлоконструкции драг — 205
Минералы, содержащиеся в песках — 467
Многоковшовые экскаваторы — 122
Монацит — 42
Морские драги — 179

Н

Нагорные канавы — 129
Надмерзлотные воды — 25
Напорный гидротранспорт — 308, 314
Насосные станции — 341
Насосы для водоснабжения — 339
— установленные на драгах — 235
Наклон шлюзов — 479
Наклонные стволы (условия применения) — 361
Независимое вскрытие — 344
Нормы освещенности для драг — 249

О

Обводненность — 26
Обезвоживание — 490
Обломочный материал (классификация) — 46
Обогащение — 464
Обогатительные фабрики россыпные — 504
Оборотное водоснабжение — 333
Оборотный продукт — 465
Обработка чернового золота в золотоприемных кассах — 519
Общешахтная депрессия — 457
Огнепроводные шнуры — 403
Одноковшовые экскаваторы — 122
Озерные россыпи — 44
Оперативное опробование — 66, 507
Опробование россыпей — 56—59
Организация подземных работ — 355
Осветление воды — 334
Освещение на драгах — 246, 248, 249
Основной закон фильтрации (закон Дарси) — 22
Основные вскрывающие выработки — 363
— отсадочные машины — 515
Осушение месторождений — 353
Отбойные молотки — 418
Отвалообразование — 433
— при вскрышных работах — 137
Отвалы ранее переработанных пород — 12
Отсадка — 482
Отсадочная машина самородкоулавливающая — 489
Оттаивание (скорость) — 85
— мерзлых пород — 533
— нагретой воды — 568
Очистка сточных вод — 265

П

Палеозойские россыпи — 45
Параллельная работа землесосов — 311

Параметры россыпей — 171
— систем подземной разработки вечномерзлых россыпей — 393
Паровое оттаивание — 537, 565
Паспорта БВР — 411
Передвижная золотомойка — 492
— обогатительная установка ПОУ-4М — 508
Периодическое опробование — 507
Пески россыпных месторождений — 45, 465
Песчаник — 5
Перфораторы — 415
Плавучие насосные станции — 341
Платина — 41
Пленочные покрытия — 571
Плотик — 45
Плотины — 133, 259
Поверхностная сезонная тепловая мелиорация — 535
Подающие колонки — 416
Подготовительные выработки — 366, 367
— работы — 82
Поддерживающие колонки — 416
Подземный способ разработки — 353
Подмерзлотные воды — 26
Подсчет запасов — 74
Подчерпаковые уловители — 223
Подшлюзки — 475
Поиски россыпей — 47
Полевые доводочные установки — 519
Полигон — расчистка и раскорчевка — 261
Понурная гидравлика — 500
Понтон — 203, 204
— сборочные площадки — 257
Пористость — 7
Породы (характеристики) крупнообломочные, песчаные, пылевато-глинистые — 33—37
— размыв — 297, 303
Послойная выемка — 143
Потери — 524
Почвенные воды — 23
Предварительная разведка — 49
Приборные шлюзы — 475
Приборы для промывки оловосодержащих песков — 498
— для обработки разведочных проб — 60
Приборы и способы обработки проб — 508
Прибрежные россыпи — 44
Привод драг — 215
Приток подземных вод — 26
Пробы (условные обозначения) — 70
Проведение выработок — 129
— вскрывающих выработок — 364
Проветривание — 443
— шахт (проектирование) — 450
Проектирование дражных разработок — 252
— проветривание шахт — 450
Производительность бульдозеров — 106
— скреперов — 119
Промежуточный продукт — 465
Промывочная установка ЯГУ — 509
Промывочные приборы — 494—496, 501
Промышленная граница россыпи — 78
Протирочные шлюзы — 475
Проходнушка — 476, 491

Р

Разваловка отвалов — 436
Разведка (способы) — 52
Разведочное опробование — 56
Разведочные планы — 73
— пробы — 57
Размыв породы — 297
Разработка отвалов — 161
— песков — 83, 155
Разрезные канавы — 129
Разрыхление — 76
Рамоподъемные лебедки (техническая характеристика) — 209
Расход ВВ на рыхление — 94
— воды при гидравлической разработке — 301
— сжатого воздуха на рыхление — 95
— электроэнергии на рыхление — 95
— электроэнергии при гидравлической разработке — 302
Расчет целиков — 375
— игловой гидроотайки — 549
Резиновые коврики — 478
Резцы— 424
Рекомендуемые промывочные приборы — 526
Россыпи (типы) — 42—45
— вечномерзлые — 354
— вскрытие — 253

Россыпи (типы) — 42—45
— вскрытие котлованом — 254
— предварительные работы — 252
— финансирование предварительных работ — 253
Роторные экскаваторы — 122
Рудничные компрессоры — 422
Рудопроявления (опробование) — 71
Русловые россыпи — 43
Руслоотводные канавы — 128
Рутил — 42
Рыхление мерзлых пород (способы) — 87
Рыхлители навесные — 96

С

Самородкоуловители — 489
Свайное устройство драг — 221
Свайные лебедки драг — 219
Сгущение — 490
Серый шлих — 465, 466
Система разработки
— встречными заходками — 401
— длинными столбами — 395
— заходками — 400
— короткими столбами — 397
— лавами — 399
— отдельными блоками — 399
Системы разработки (общая характеристика) — 385
— талых россыпей — 394
Система отопления драг — 242
Системы смазки драг — 240
— управления драг — 243
Скреперные установки — 427
Скреперный подъем — 432
Скрубберные промывочные приборы — 493
Сланцы — 5
Сложные россыпи — 45
Смазочные станции драг — 241
Совместная работа землесоса и трубопровода — 310
Сопротивления в напорных трубопроводах — 337
Специальные шлюзы — 476
Сплошные системы разработки — 386
Сполоск — 529
Способы вскрытия при подземной разработке россыпей — 360
— управления кровлей — 374
Средства борьбы с пылью — 440
— взрывания — 402
Стакер — 232; техническая характеристика — 234
Станки для погружения игл — 553
Стационарные шлюзы — 514
Сточные воды — 265
Струйные концентраторы — 485
Структура породы — 32
Схемы проветривания шахт — 450

Т

Талики — 30
Талые россыпи — 354
— породы — 30
Танталит — 42
Текстура породы — 32
Термометрические датчики — 540
Тепловая мелиорация — 569
Террасовые россыпи — 44
Техническое опробование — 62
Технологическое опробование — 62
Торфа — 45
Трафареты — 477
Транспорт гидроэлеваторами — 311
Трансформаторы, установленные на драгах — 247
Требования к запасам для разработки их драгами — 172
Третичные россыпи — 44
Трубы — 326
Трудное зерно — 464
Туфы — 6

У

Углы внутреннего трения — 9
Управление кровлей — 368
Уравнение Бернулли — 21
Условные обозначения проб — 70
Уход забоя — 271

Ф

Фильтрационно-дренажная гидротаяйка (условия применения) — 556
Фильтрационно-игловое оттаивание — 537
Фильтрационные воды — 24
Финансирование предварительных работ — 253
Флюационные воды — 24
Формула Стефана—Крылова — 31

Х

Хвосты — 465

Ц

Целики — 375
Цельнотянутые решетки — 478
Центробежный грунтовый насос 12Гру-8т — 324
— 3ГМ-1-350А — 325

Ч

Черновое золото — 466
Черный шлих — 466
Черпаковая цепь — 210
Черпающее устройство драг — 203, 207; техническая характеристика — 210
Четвертичные россыпи — 44

Ш

Шаг гидроигл — 542
Шагающие гидромониторы — 319
Шахтные стволы — 363
Шеелит — 41
Шероховатость труб — 337
Ширина забоя — 273
Шкала относительной твердости минералов — 6
Шлих — 465, 466
Шлиховое золото — 468
Шлихообогатительные установки — 519
— фабрики — 518
Шлюзы — 474
Шлюзовый концентрат — 466
Штанговая крепь — 380
Шурфовой журнал — 72

Щ

Щиты из пенопласта — 574

Э

Экскаваторы — 122
Эксплуатационная разведка — 49
Эксплуатационное опробование — 65
Электросверла — 423
Электробульдозеры — 429
Электроснабжение и электрооборудование драг — 246
Электрооттаивание — 537, 562
Элювиальные россыпи — 42
Энергоемкость размыва породы — 297
Эфеля — 465
Эфельные шлихи — 466
Эффективность способов вскрытия — 154