

Г. А. СУЛИН
ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ
РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ
ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ



Г. А. СУЛИН

ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»

Москва 1974

Сулин Г. А. Техника и технология разработки россыпей открытым способом. М., «Недра», 1974, 232 с.

В книге изложены многолетний опыт и исследования ВНИИ-1 по разработке россыпных месторождений Северо-Востока. Приведены инженерно-геологические сведения, физико-технические свойства горных пород, а также природно-климатические и горнотехнические условия, в которых работают землеройные машины, их классификация и технические характеристики. Рассмотрены методы выемки пород, системы разработки и их классификации, технологические схемы, подготовка пород к выемке, организация вскрышных и добычных работ, производительность землеройной техники, технико-экономические показатели по способам и видам горных работ. Рекомендуются рациональные технологические схемы разработки, методика расчета производительности машин и эффективные условия использования отдельных видов машин и их комплексов.

Книга предназначена для широкого круга инженерно-технических работников, занимающихся разработкой россыпей, эксплуатацией землеройных машин и проектированием горных работ, она также может служить пособием для студентов горных и строительных вузов.

Таблиц 88, иллюстраций 83, список литературы — 85 назв.

С $\frac{0373-36}{043(01)-74}$ 353—74

© Издательство «НЕДРА», 1974

Георгий Анатольевич Сулин

**Техника и технология разработки россыпей
открытым способом**

Редактор издательства *Н. Г. Любимов*. Технический редактор *Н. В. Жидкова*
Корректор *М. П. Курьева*

Сдано в набор 18/VII 1973 г. Подписано в печать 25/XII 1973 г. Т-20527.
Формат 60×90^{1/16}. Бумага № 2. Печ. л. 14,5. Уч.-изд. л. 15,40. Тираж 3600 экз.
Заказ № 490/4248—10. Цена 88 коп.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.

Ленинградская типография № 8 «Союзполиграфпрома»
при Государственном комитете Совета Министров СССР
по делам издательств, полиграфии и книжной торговли.
190000, Ленинград, Прачечный пер., 6.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Основная задача пятилетнего плана развития народного хозяйства СССР на 1971—1975 годы состоит в том, чтобы на основе достижений науки и техники, повышения эффективности производства и производительности труда обеспечить дальнейшее развитие материально-технической базы и укрепление экономической мощи страны.

По условиям залегания и горнотехническим особенностям преобладающая часть россыпей может быть разработана открытым способом с применением наиболее современных горных машин и оборудования.

На приисках Северо-Востока из-за суровых климатических и специфических мерзлотно-геологических условий разработка россыпей производится в основном с предварительной подготовкой пород к выемке при помощи:

гидравлического оттаивания на всю глубину разрабатываемого слоя для дражных работ и экскаваторной вскрыши на полигонах раздельной добычи;

солнечной радиации и тепловой мелиорации для бульдозерных, скреперных, экскаваторных и гидравлических работ;

рыхления рыхлителями и буровзрывных работ.

Несмотря на сложные климатические условия рассматриваемых районов, открытый способ разработки применяется все в больших масштабах, его объем только за последние три года возрос более чем на 100 млн. м³, а удельный вес достиг почти 90%. За эти годы значительно увеличился парк землеройных машин, внедрены бульдозеры и рыхлители на базе тракторов мощностью 180, 250 и 385 л. с., скреперы с емкостью ковша 10—25 м³, экскаваторы с длиной стрелы 45—90 м, высокопроизводительные вибровращательные станки СДВВ-П и взрывчатые вещества — игданиты; расширилась область комплексного использования землеройных машин с авто- и гидротранспортом, забойными конвейерами и отвалообразователями; на вскрышных работах расширилась область применения глубоких горизонтальных взрывных скважин, совершенствовалась технология и организация работ.

Однако вопросы оттаивания, рыхления и выемки пород мощными землеройными машинами исследованы недостаточно, и опыт работы приисков за последние 4—6 лет не обобщался. Между тем за этот период накопился достаточный практический материал,

обобщение которого имеет большое значение. Упорядочение в планировании и проектировании обеспечит повышение эффективности использования технологического оборудования и землеройных машин, позволит значительно снизить себестоимость горных работ и получить максимальную отдачу капиталовложений.

При подготовке рукописи автор учитывал, что в области теории и практики разработки россыпей открытым способом Советский Союз имеет наилучшие достижения, определяющие в этой части его мировой приоритет.

Поэтому обобщения и разработки базируются в основном на опыте работы золотодобывающих предприятий и карьеров цветной металлургии СССР, результатах исследований советских ученых и инженеров.

В частности, автор критически использовал некоторые принципиальные положения исследований, выполненных по вопросам открытой разработки россыпей ведущими учеными и специалистами: заслуженным деятелем науки и техники РСФСР, проф., докт. техн. наук С. М. Шороховым, проф., докт. техн. наук Н. Г. Домбровским, А. И. Арсентьевым, Б. П. Юматовым, докт. техн. наук Е. И. Богдановым, А. И. Калабиным, Ю. П. Ветровым, канд. геолого-минер. наук В. Г. Гольдтманом, канд. техн. наук Л. П. Мацуевым, А. Е. Кокташевым, Г. М. Лезгинцевым, А. А. Егуповым, Ю. Е. Кацманом, инженерами В. П. Березиным, Б. Б. Драгомирецким, А. М. Черновым, В. В. Знаменским, П. И. Мануйловым, К. В. Кошлаковым, Н. И. Бажбеук-Меликовым, Ю. А. Мамаевым, Я. М. Армом и другими.

Большая помощь при выполнении настоящей работы была оказана автору специалистами ведущих предприятий, научно-исследовательского института золота и редких металлов ВНИИ-1, союзного производственного объединения «Северовостокзолото», которым автор приносит свою искреннюю благодарность.

Глубокую признательность за оказанную помощь, весьма ценные советы, замечания и пожелания, сделанные в процессе подготовки и рецензирования рукописи, автор считает своим долгом выразить кандидатам техн. наук В. Г. Лешкову, Н. И. Попову и П. Д. Чабану, а также горному инженеру — зав. лабораторией разработки россыпей ВНИИ-1 [П. И. Попову.]

Настоящее издание предназначено для специалистов-исследователей, проектировщиков и эксплуатационников, занимающихся вопросами открытой разработки россыпей, а также может служить в качестве учебного пособия для студентов горных вузов и факультетов и учащихся техникумов. Автор надеется, что данная работа поможет в решении практических задач по совершенствованию техники и технологии разработки россыпей открытым способом и будет способствовать дальнейшему повышению их экономической эффективности.

Все замечания и рекомендации, направленные на улучшение настоящего издания книги, автор примет с благодарностью.

Раздел первый

**ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ
РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Глава I

УСЛОВИЯ ПРОИЗВОДСТВА ОТКРЫТЫХ РАБОТ

**§ 1. Краткие сведения о климате на приисках
Северо-Востока**

Большая часть россыпных месторождений Северо-Востока расположена в пределах двух климатических поясов — субарктического и умеренного, которые характеризуются:

отрицательными среднегодовыми температурами воздуха и их значениями в зимние месяцы, достигающими $-60 \div 65^\circ \text{C}$;
ураганными ветрами, частыми метелями и гололедом;
почти повсеместным распространением многолетней мерзлоты;
коротким, прохладным, чаще туманным сырым летом [14, 32].

Субарктический пояс охватывает территорию Крайнего Северо-Востока и Якутской АССР, расположенную севернее 60° северной широты.

Рассматриваемая территория находится в зоне распространения вечной мерзлоты, мощность которой от 200 до 900 м, а температура пород -10°C . Мерзлая толща прерывается таликами лишь в местах утепляющего воздействия подземных вод, водотоками рек Яны, Индигирки и Колымы или под непромерзающими крупными озерами. Наиболее суровые условия производства открытых горных работ наблюдаются на приисках, расположенных за Полярным кругом по побережью Северного Ледовитого океана в бассейнах рек Пильхинкууль, Ичувеем, Млелювеем, Эгилькнывеем, Малого и Большого Анюя, Омолой, Уяндино и др. Продолжительность теплого периода не превышает 100—113 дней. Среднегодовые значения температуры воздуха $-12 \div 14^\circ \text{C}$ (рис. 1, б). Естественное оттаивание мерзлых пород почти повсеместно начинается в последних числах мая, заканчивается в середине сентября. Мерзлая толща за этот период успевает протаять на глубину 0,6—2,5 м. Русловый поток в реках резко снижается к середине сентября и его температура падает до $1-2,5^\circ \text{C}$, что практически исключает возможность применения его для оттаивания мерзлых пород, в связи с чем использование тепловых ресурсов речной воды для оттаивания мерзлоты в Заполярье возможно лишь в течение 85—90 дней.

Центральный район субарктического пояса, охватывающий территорию бассейнов среднего течения р. Лены, верхнего течения рек Колымы, Индигирки и Яны, характеризуется очень холодной зимой

и относительно жарким летом. С продвижением к Берингову и Охотскому морям субарктический климат постепенно приобретает океанический характер — зима менее морозная, но более ветреная, а лето прохладное (районы гг. Анадырь и Магадан).

Среднегодовая температура воздуха в континентальной части — $12 \div 14^\circ$. Среднемесячная температура января — $40 \div 65^\circ$ С, июля + $12 \div 16^\circ$ С. Продолжительность теплого периода 125—135 дней. Осадки за теплый период выпадают в количестве 180—230 мм, из которых максимум приходится на август, к которому обычно приурочены большие паводки рек (рис. 1, а).

Сезонное протаивание мерзлых пород начинается в середине мая, прекращается в двадцатых числах сентября. Сезоннооттаивший слой пород мощностью 0,8—3 м промерзает до середины ноября. Поэтому ручьи и горные реки иссыкают в начале октября. Речная вода в данном районе пригодна для оттаивания мерзлых пород в течение 110—115 дней.

В зоне перехода от субарктического климатического пояса к умеренному в бассейне среднего течения рек Алдан, Алла́х-Юнь и Юдона среднегодовая температура воздуха — $8 \div 10^\circ$ С, среднемесячная температура января — 35° С и июля + 14° С. Вечномерзлая толща здесь имеет почти сплошное распространение с температурой пород минус $2,5 \div 3^\circ$ С. Продолжительность теплого периода составляет 142—150 дней. Таяние снега начинается в первых числах мая, а естественное оттаивание мерзлых пород — с середины второй декады и продолжается почти до конца октября. Речную воду для оттаивания мерзлых пород можно использовать в среднем 135 суток.

Умеренный пояс охватывает территорию Восточной Сибири и Дальнего Востока южнее 60° северной широты. Вечномерзлая толща здесь имеет мощность 40—80 м и носит островное распространение. В высокогорных же районах она увеличивается до 100—150 м, а иногда приближается к условиям субарктического пояса. Сохранение больших площадей с непромерзающими таликами обеспечивает приток грунтовых вод в реки зимой.

Приисковый район Забайкалья характеризуется резко континентальным климатом с сухим жарким летом и суровой продолжительной зимой. Среднегодовая температура воздуха — $3,2 \div 5,9^\circ$ С. Продолжительность теплого периода 160 дней. Многолетнемерзлые породы распространены повсеместно и достигают мощности 80 м. Наименьшая мощность мерзлоты (6—8 м) — на контактах со сквозными таликами. Среднегодовая температура мерзлых пород в слое сезонных колебаний не опускается ниже 1° С. Глубина сезонного оттаивания в естественных условиях зависит от характера поверхности, состава и влажности пород и изменяется от 1,5—2 до 3 м. Мощность слоя сезонного промерзания на талых участках 3,5—4 м.

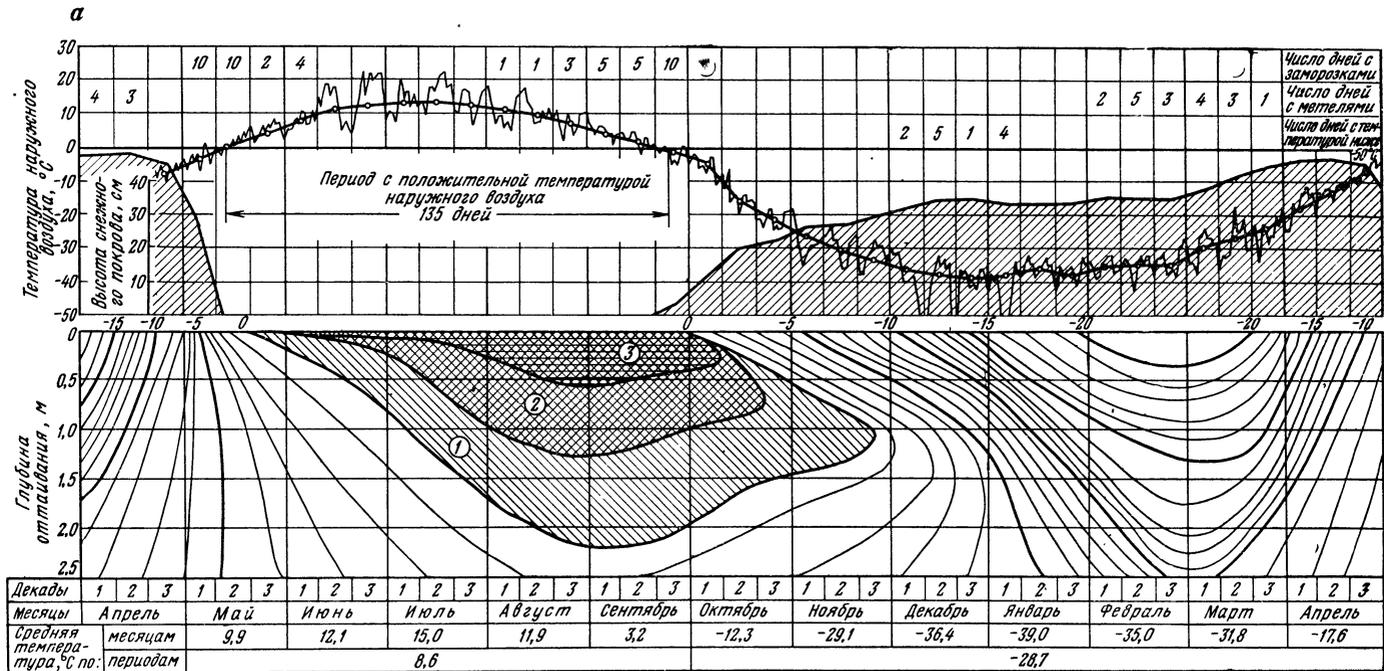
Ленский приисковый район характеризуется большой изменчивостью температурного режима как в течение года,

так и в течение суток, особенно в летний период. В июне полуденная температура воздуха 35°C , ночью же, вследствие сильного излучения, она нередко падает до $-3 \div 5^{\circ}\text{C}$. Среднегодовая температура воздуха $-5,8 \div 6,5^{\circ}\text{C}$. Продолжительность теплого периода 165—170 дней. Вечная мерзлота не имеет сплошного распространения, но занимает преобладающую часть территории и достигает глубины 40—60 м. Наряду с рыхлыми отложениями, где мерзлые породы расположены пятнами, встречаются участки россыпных месторождений полностью промороженные. Среднегодовая температура мерзлых пород $-0,5 \div 2^{\circ}\text{C}$. В ручьях и горных речках русловый сток сохраняется всю зиму или прерывается на 2—2,5 месяца. Продолжительность возможного использования речной воды для оттаивания мерзлых пород около 145 дней.

Алданский приисковый район находится в северной части континентальной области умеренного климатического пояса. Среднегодовая температура воздуха $-5 \div 7^{\circ}\text{C}$, июль характеризуется среднемесячной температурой 16°C , январь — 35°C . Продолжительность теплого периода 165—175 дней. Мощность вечномерзлой толщи 50—80 м, иногда представлена менее мощными линзами. Среднегодовая температура мерзлых пород $-1 \div 2^{\circ}\text{C}$. Промерзание сезонного оттаивающего слоя на склонах долин и террасах продолжается до второй половины зимы, в связи с чем зимнее оттаивание верхней части вечномерзлой толщи незначительно, что обусловлено поздним окончанием промерзания сезонноталого слоя. Речная вода пригодна для оттаивания мерзлоты с 5 мая по 25 сентября, или 140 суток.

Районы открытой разработки россыпей в бассейнах среднего течения рек Зеи, Селемджа, Буреи в низовьях р. Амур и в прибрежной полосе Охотского моря, в бассейне нижнего течения р. Уда характеризуется также отрицательными среднегодовыми температурами воздуха $-3,5 \div 5^{\circ}\text{C}$. Вечная мерзлота здесь имеет островное распространение с температурой пород $-0,2 \div 1,5^{\circ}\text{C}$. Продолжительность теплого периода 160—175 дней, стокового периода рек, когда вода может быть использована для оттаивания мерзлых пород, 150—155 дней.

Из рассмотренных климатических факторов наиболее благоприятные условия для производства открытых горных работ складываются в континентальной части рассматриваемого региона, занимающего бассейн среднего течения р. Лены и верхнего течения рек Колымы и Индигирки. Однако, несмотря на общность условий внешней среды по степени суровости их в холодную часть года, в каждом из рассмотренных районов внутри района с умеренно неблагоприятными условиями выделяются в подрайон, занимающий побережье арктического моря и бассейны впадающих в него рек Раучуа, Чаун, Паляваам, Пегтымель и Ангуэма, где под воздействием ряда дополнительных и определенного сочетания рассмотренных факторов степень неблагоприятности условий внешней сре-



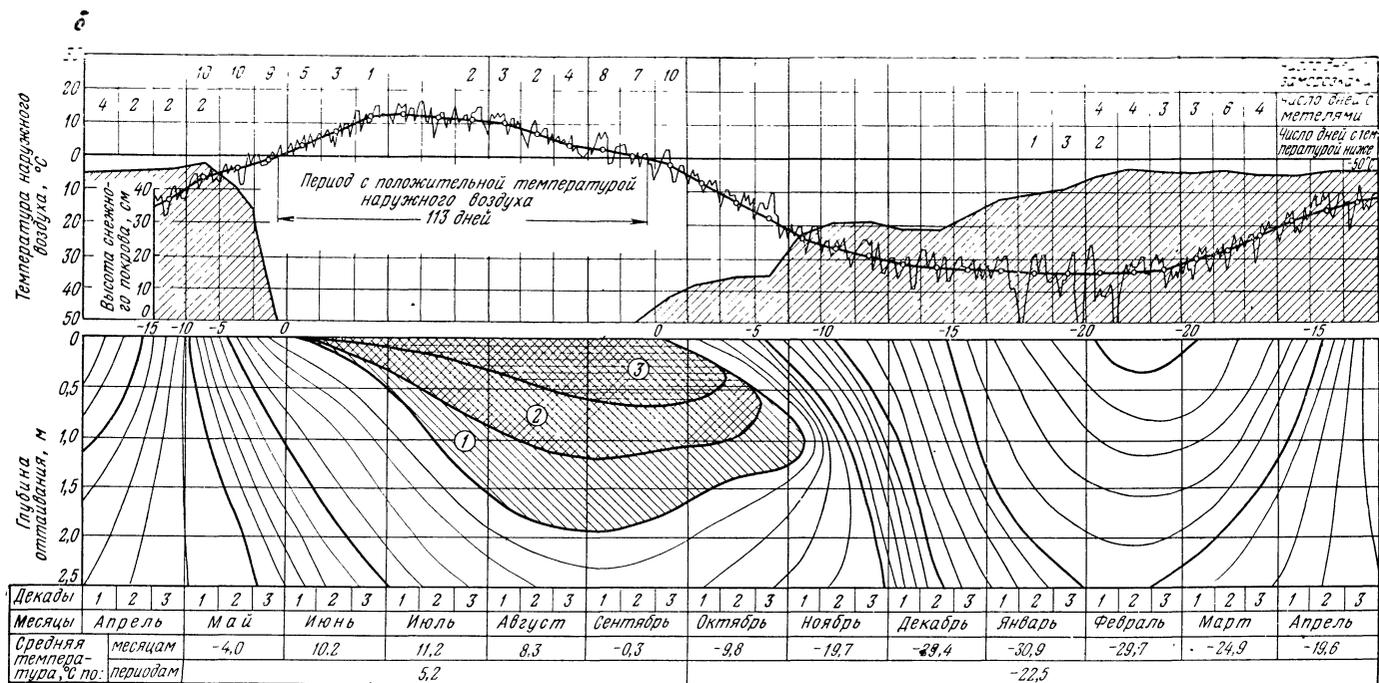


Рис. 1. Изменение метеорологических и геокриологических условий на приисках Магаданской области:

а — Сусуманский район; б — Билибинский район; 1 — оттаивание толщи мерзлых пород за июнь—август (мохо-торфяной покров снят осенью предыдущего года); 2 — оттаивание мерзлых пород за июль—август (мохо-торфяной покров снят в июне текущего года); 3 — накопление талого слоя за август (мохо-торфяной покров снят в июле текущего года)

ды значительно выше, чем на остальной части территории Северо-Востока. Из изложенного можно сделать вывод, что условия для использования техники на открытом воздухе в холодный период года неблагоприятны на всей территории субарктического пояса; тем не менее в различных частях рассматриваемого региона степень неблагоприятности существенно различна. В результате сравнительного районирования рассматриваемую территорию можно подразделить на четыре района.

I. Бассейн верховья р. Колымы с притоками (реки Буюнда, Сугой, Балыгычан, Коркодон, Кулу), бассейн р. Индигирки с притоками (Эльги, Тарын, Нера) и бассейн р. Малый Анюй, где условия для эксплуатации техники и различных инженерных сооружений в холодную часть года **наиболее неблагоприятны**.

II. Побережье морей Северного Ледовитого океана и бассейны рек Рауча, Паляваам, Чаун, Пегтымель, Амгуэма, Омолой, Уяндина и нижнего течения р. Яны, где условия для работы механизмов **очень затруднительны**.

III. Бассейны среднего течения р. Колымы, среднего и нижнего течения рек Балыгычан, Сугой, бассейны рек Олой, Большой Анюй, Анадырь со всеми ее притоками, среднего течения р. Алдан, рек Аллах-Юнь и Юдома. В этой части территории условия внешней среды в холодную часть года **умеренно неблагоприятны**.

IV. Побережье Охотского моря, бассейны среднего течения рек Зeya, Селенджа, Уда, Большой Патон, Ныгри, Нижний Куранах, Селигдар, верхнее течение рек Витим и Алдан, где условия для эксплуатации различных механизмов и сооружений **наименее неблагоприятны**.

На рассматриваемой территории почти повсеместно месторождения находятся в вечномерзлом состоянии, поэтому вскрыша торфов производится с предварительной подготовкой пород к выемке с помощью естественного оттаивания или механического рыхления. Экономически наиболее выгодным является оттаивание мерзлых пород естественным способом за счет солнечной радиации. Однако эта возможность ограничена продолжительностью периода, в течение которого температура воздуха и радиационный баланс имеют положительные значения.

В дневные часы почти по всей территории температура воздуха достигает положительных значений уже в конце апреля — начале мая, а в конце мая она переходит через 0°C и на побережье Северного Ледовитого океана. Тем не менее эти даты еще нельзя считать началом периода оттаивания, так как «запасы холода» в подстилающей поверхности еще столь велики, что солнечной энергии, поступающей на земную поверхность (величина которой косвенно характеризуется кратковременными данными температуры воздуха, несколько превышающими 0°C) недостаточно для интенсивного развития процесса оттаивания. Кроме того, оттаивание замедляется низкими ночными температурами, достига-

ющими в это время $-5 \div 10^{\circ}\text{C}$ в наиболее континентальных районах и $-3 \div 5^{\circ}\text{C}$ на побережье морей.

Наблюдениями установлено, что непрерывное нарастание талого слоя пород на вскрышных полигонах начинается лишь с момента устойчивого перехода среднесуточной температуры воздуха к положительным значениям, т. е. когда температура в дневные часы достигает $4-5^{\circ}\text{C}$ в континентальных районах и $2-3^{\circ}\text{C}$ на побережьях морей.

§ 2. Горно-геологическая и горнотехническая характеристики россыпных месторождений

На Северо-Восточном регионе среди месторождений полезных ископаемых, связанных в основном с различными формированиями мезозойского комплекса пород, ведущая роль принадлежит россыпным месторождениям золота, олова и алмазов, большинство которых относится к типу аллювиальных. Их формирование происходило в условиях длительного континентального режима и интенсивного эрозионного разрушения кварцевых жил, минерализованных зон дробления и даек различного состава, залегающих в толще осадочных пород. Наряду с аллювиальными, известны россыпи и других типов (в основном делювиальные), но из-за малого содержания металла они не представляют промышленного интереса. Промышленное значение среди аллювиальных россыпей имеют долинные россыпи, реже террасовые. Рыхлые отложения долин представлены преимущественно глинисто-песчано-галечниковыми образованиями, обычно перекрытыми сверху почвенным мохо-торфяным слоем мощностью $0,2-1$ м. Основная масса отложений ($80-85\%$) состоит из обломков глинистых, песчано-глинистых сланцев и песчаника; остальная часть — из гранита, диорита, порфира, порфирита, жильного кварца и других магматических пород.

Под аллювиальными отложениями залегает слой элювия мощностью $0,6-0,8$ м, состоящий из щебня коренных пород с примесью глины и песка. В нижней части он постепенно переходит в коренные породы плотика, сложенного в основном глинистыми, песчано-глинистыми сланцами, иногда песчаниками, нередко прокварцованными и пиритизированными. Сланцы в зонах смятия превращены в глиноподобную массу (синюгу). Поверхность плотика характеризуется сложным микрорельефом, чаще выражена плавными формами. Валунность рыхлой толщи невелика и составляет в среднем $4-6\%$. Однако на отдельных месторождениях Чукотки, Колымы и Якутии она достигает $30-40\%$ и более. Валуны в слое торфов и продуктивного пласта песков распределяются, как правило (в процентах по вертикальному разрезу) следующим образом:

Торфа

От 0,4 до 3,0 м = 10—20
 От 3,0 до 5,0 м = 20—40
 От 5,0 до 8,0 м = 40—60
 От 8,0 и более = 60—80

Пески

От 0,4 до 0,8 = 60—80
 От 0,8 до 1,5 = 40—20
 От 1,5 до 4,0 = 20—10
 От 4,0 и более = 10—0

Литологические особенности рыхлых отложений россыпей как в различных долинах, так и в одной долине могут быть весьма разнообразными. В основном это галечно-гравелистые породы весьма неоднородного гранулометрического состава с включением песка, супесей, суглинков и щебня. В общем для разреза рыхлых отложений россыпных месторождений характерно примерно следующее чередование слоев:

мохо-торфяной слой мощностью в несколько десятков сантиметров, породы (по классификации ЦБПНТ) соответствуют в талом состоянии I категории, в мерзлом — IV категории);

супесь илистая (ниже переходящая в пылеватый песок с включениями гравия и гальки) мощностью от 0,1 до 1 м и более. В талом состоянии относятся к I—II категориям, в мерзлом — к V категории;

слой гравия и гальки с порами, заполненными песком, супесью и суглинком; имеют место включения валунов и ледяных линз. Мощность отложений колеблется от нескольких метров до нескольких десятков метров. Категория в талом состоянии III—IV, в мерзлом — VI;

щебень коренных пород плотика россыпи (глинистых сланцев, алевритов, песчаников) с супесчаным и суглинистым цементом; включения гальки и валунов. Мощность этого аллювиально-элювиального слоя колеблется от нескольких десятков сантиметров до 1—2 м и более. Категория в талом состоянии III—IV, в мерзлом — VI—VIII;

коренные породы плотика россыпи — глинистые сланцы, песчаник. Категория V—VIII и выше.

Большинство россыпных месторождений находится в зоне вечной мерзлоты, поэтому их рыхлая толща сцементирована льдом, образующим иногда обособленные линзы, жилы и мелкие прожилки. Ледистость обычно не превышает 10—18%, в отдельных случаях достигает 40—60% и, как правило, уменьшается от верхних горизонтов к нижним. В прирусловых частях долин встречаются таликовые и сушенцовые зоны, ширина которых 50—200 м. В крупных долинах таликовые зоны часто распространяются на полную глубину рыхлых отложений. Нередки подмерзлотные таликовые зоны, приуроченные к нижним слоям аллювиальных образований. Протяженность долинных россыпей самая различная, но в основном не превышает 3 км. Россыпи длиной больше 8—10 км встречаются редко. Обычно они имеют ширину 40—100 м; часто встречаются струйчатые россыпи шириной 5—10 м. Обычная мощность аллювия равна 4—8 м и редко превышает 10—15 м, но встречаются погребенные россыпи мощностью 60—100 м и более. Фактическая

мощность рыхлых отложений по месторождениям Якутского и Северо-Восточного россыпных районов за 1970 г. составила: до 8 м — 80%; 8—15 м — 14%, 15—25 м — 5,4% и более 25 м — 0,6%.

Мощность торфов меняется в широких пределах от 0,5 м до нескольких десятков метров и за 1968—1971 гг. по отработывавшимся месторождениям не превышала 3—6 м. Промышленный пласт обычно приурочен к границе рыхлых отложений с коренными породами и слагается, как правило, галечником и элювиальным щебнем. Иногда полезные минералы концентрируются в трещинах коренных пород, проникая по ним на глубину 0,2—0,8 м. Мощность пласта песков изменяется от 0,2 до 5 м (редко более) для большинства месторождений она составляет 0,6—1,2 м. В некоторых сложных россыпях наблюдается несколько продуктивных пластов, залегающих на разных горизонтах и разделенных пустыми или слабометаллоносными породами. В таких россыпях основной пласт песков чаще всего залегаёт в коренных породах, а пропластки заключены среди торфов и прослеживаются на небольшие расстояния.

Горно-геологические условия разработки и физико-механические свойства вскрываемых пород оказывают большое влияние на эффективность работы землеройных машин. Поэтому в соответствии с конкретными условиями должны выбираться способы и системы разработки, а также методы и организация вскрышных работ. Правильный выбор способа разработки зависит в первую очередь от степени добываемости горных пород, которые разделяются по этому признаку на рыхлые и сыпучие, мягкие и ломкие, крепкие и весьма крепкие.

Классификация горных пород. Нормы выработки (времени) на разработку россыпных месторождений открытым способом составлены применительно к Единой 20-категорийной классификации горных пород (табл. 1), разработанной Государственным комитетом Совета Министров СССР по вопросам труда и заработной платы (ЦБПНТ), в которой основным показателем является их петрографическая характеристика.

В табл. 1 приведены только первые десять категорий горных пород, наиболее часто встречающихся при разработке россыпных месторождений на приисках Северо-Востока.

Ранее переработанные горные породы по степени трудности разработки характеризуются табл. 2.

Плотность горных пород. Петрографические признаки, положенные в основу классификации, полностью не могут характеризовать физико-механические свойства той или иной породы. Например породы, имеющие примерно одинаковую петрографическую характеристику (глинистые и суглинистые), могут иметь различную плотность в зависимости от их влажности.

Докт. техн. наук А. Н. Зеленин на основании экспериментальных исследований характеризует плотность пород по числу ударов плотномера ДорНИИ. Плотномер такой конструкции дает

Классификация горных пород

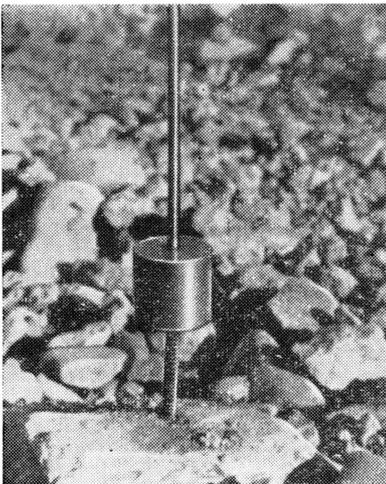
Категория	Петрографическая характеристика горных пород	Временное сопротивление разрушению (ориентировочно), кгс/см ²
I	Глина сухая, рыхлая в отвалах. Лёсс рыхлый. Песок. Супесь рыхлая. Торф и растительный слой без корней	10
II	Гравий. Суглинок легкий, лёссовидный. Торф и растительный слой с корнями или с небольшой примесью мелкой гальки и щебня	30
III	Галька размером от 10 до 40 мм. Глина мягкая жирная. Песчано-глинистые породы. Дресва. Лед. Суглинок тяжелый. Щебень различных размеров	50
IV	Галька размером от 41 до 100 мм. Глина сланцеватая моренная, Галечно-щебенистые породы, связанные глиной. Песчано-глинистые породы с включением гальки, щебня и валунов. Соли мелко- и среднезернистые. Суглинки тяжелые с примесью щебня. Угли весьма мягкие	80
V	Алевриты глинистые, слабо сцементированные, слабые. Конгломераты осадочных пород. Марганцевые окисные руды. Мергель глинистый. Мерзлые породы I—II категорий. Песчаники, слабо сцементированные с песчано-глинистым цементом. Угли мягкие. Мелкие желваки фосфорита	120
VI	Гипс пористый. Доломиты, затронутые выветриванием. Железная руда — синька. Известняки оталькованные. Мерзлые породы III—V категорий. Меловые породы мягкие. Мергель неизменный. Руды охристо-глинистые с включением желваков бурого железняка до 50%. Пемза. Сланцы углистые. Трепел. Угли средней крепости с ясно выраженными плоскостями напластования	180

Категория	Петрографическая характеристика горных пород	Временное сопротивление разрушению (ориентировочно), кгс/см ²
VII	Алевролиты плотные глинистые. Гипс плотный. Глины песчаные. Доломиты неизменные. Маритовые руды мягкие. Змеевики оталькованные. Известняки мягкие. Ил плотный мелководный. Конгломераты слабых осадочных пород с известково-глинистым цементом. Мергель известковистый. Опоки тонкозернистые. Сильвиниты с прослойками каменной соли. Сланцы сильно выветрелые: аспидные, хлоритовые, слюдяные. Сланцы охристые и углистые с прослойками и включением ангидрита. Солончак плотный. Угли вышесредней крепости	210
VIII	Антрациты и другие крепкие угли. Аргиллиты средней плотности. Глины отвердевшие. Железные руды мягкие. Змеевики с включением асбеста. Колчеданы зоны выщелачивания. Карналлит. Ракушечник. Свинцово-цинковые окисленные руды. Сильвиниты мелкокристаллические. Сланцы метаморфизованные: хлоритовые, кальцито-хлоритовые, серицитовые, кварцево-серицитовые и серицито-хлоритовые, глинистые, углисто-глинистые, слабые песчаные. Туфы выветрелые. Мерзлые породы VI—VII категорий	270
IX	Алевролиты песчано-глинистые. Антрациты плотные и весьма крепкие вязкие угли. Совершенно выветрелые каолинизированные: граниты, гранодиориты. 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
X	Апатитовая сахаровидная руда. Брекчи рудные. Граниты сильно выветрелые. Гипсоангидрит. Дуниты сильно выветрелые. Руды бурожелезняковые болиговые. Змеевики сильно выветрелые. Известняки мергелистые средней крепости. Конгломераты с глинистым цементом. Перидотиты сильно выветрелые. Песчаники с глинистым цементом. Сланцы глинистые, кристаллические, слюдяные, серицитовые и талько-хлоритовые, углистые и горючие. Сульфидные и сульфидно-медно-никелевые руды. Фосфориты слабо цементированные желваковые. Церусситовые руды	430

Группы разрабатываемых пород

Группа	Характеристика пород	Коэффициент разрыхления пород		Объемная плотность (объемная масса), кг/м ³
		талых	мерзлых	
I	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, несвязных, слабо слежавшихся горных пород. Эфеля с содержанием ила и глины	1,20	1,30	1500—1900
II	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

Примечание. Все прочие, ранее переработанные горные породы в зависимости от петрографической характеристики относятся к соответствующей категории по классификации ЦБПНТ (см. табл. 1).



возможность правильно установить категорию плотности относительно однородных пород: глин, суглинков, супеси, песков и т. д. Однако попытки применить его для определения плотности песчано-галечных пород россыпных месторождений не дали положительных результатов, так как цилиндрический наконечник, имеющий диаметр 11,3 и 16 мм, либо попадал на галечник и останавливался, либо свободно проходил между крупными включениями, не отражая фактической плотности породы.

Рис. 2. Динамический плотномер конструкции ВНИИ-1

Для более точной оценки пород россыпных месторождений был изготовлен плотномер измененной конструкции. Рабочая часть его по форме приближена к режущей части отвала бульдозера, вся конструкция утяжелена с таким расчетом, чтобы сила удара соответствовала площади режущего органа (рис. 2). Плотность определялась тремя типоразмерами наконечников [73]. Удары производились грузом 0,97; 2,65; 3,0 и 3,6 кг, подающим с высоты 470 мм.

Особое сопротивление резанию оказывают породы, содержащие цементирующую глину. Опыты показывают, что такой состав при высыхании после оттаивания весьма трудно поддается разработке бульдозером. Характеристика плотности пород на россыпях по числу ударов плотномера характеризуется данными табл. 3.

Т а б л и ц а 3
Плотность пород россыпных месторождений

Категория пород	Состояние пород	Число ударов плотномера
I	Талое	1—6
	Мерзлое	60—70
II	Талое	18—30
	Мерзлое	80—115
III	Талое	25—40
	Мерзлое	120—210
IV	Талое	35—50
	Мерзлое	250—320
V	Талое	50—80

Трудоемкость разработки пород. Эффективность применения того или иного метода отделения породы от массива зависит не только от категории, но и от трудоемкости разработки, которую предопределяет ее состояние (талое, мерзлое), влажность и структура скелета. Например, жирные глины, ило-льдонасыщенные породы, обломочные разности, сцементированные глинистым материалом и относящиеся по классификации ЦБПНТ к III категории, не сравнимы по трудоемкости разработки. Такое же несоответствие имеет место у пород V—VI категорий, находящихся в талом и мерзлом состоянии. В этой связи на основании опытных данных породы россыпных месторождений по трудоемкости разработки (с учетом бульдозерования и рыхления) приведены в соответствие с их категориями по классификации ЦБПНТ (табл. 4).

При этом необходимо отметить, что разрабатываемость мерзлых пород более трудоемка, чем талых. На их прочность большое влияние оказывает температура. Так, например, при температуре -3°C трудоемкость разработки мерзлых пород по сравнению с талыми суглинками (условно принятыми за единицу) составляет: для суглинка — 4,5, крупного песка влажностью до 10% — 5,4, то же, при влажности от 10 до 15% — 6,6; песчано-гравелистых пород,

Трудоемкость разработки пород

Порядковый номер по трудоемкости разработки пород	Категория	Влажность (льдиность), %	Валунистость, %	Состояние
1	I — II	15—18	1—3	Талое
2	III	10—20	1—3	То же
3	III	<10	—	"
4	IV	10—20	2—5	"
5	IV	<10	1—3	"
6	III	20	10—15	"
7	IV	10—15	10—15	"
8	IV	<25	15—30	"
9	III	30—40	—	"
10	III	30—40	—	"
11	V	<20	—	Мерзлое
12	VIII — IX	<20	15—	То же
13	VI — VIII	10—20	10	"

сцементированных льдом, — 8,5 и песчано-валунистых разностей влажностью до 30% — 9,5. С понижением температуры трудоемкость резко возрастает. Практика показывает, что наиболее трудоемкими для разработки всеми способами являются крупноскелетные породы с ило-глинистым заполнителем. Будучи в мерзлом состоянии, такой состав представляет собой сцементированный конгломерат без плоскостей скалывания.

Трудоемкость разработки мерзлых пород и жесткие требования, предъявляемые к планированию себестоимости продукции, предопределили в качестве основной землеройной машины бульдозеры. Объем переработки ими на приисках Северо-Востока достиг сотен млн. м³, а удельный вес на открытых разработках превысил 80%. Учитывая, что парк этих машин (и в небольших объемах 10—15% скреперов) разрабатывает в течение эксплуатационного периода породы различной трудоемкости, планирование и учет их работы затруднены. Для упорядочения учета разрабатываемых пород и более правильной оценки работы машин в различных горно-геологических условиях определены переводные коэффициенты (за эталон принята разработка вскрышных пород III категории влажностью 18—20%), численные значения которых характеризуются:

Вскрыша торфов	1,0
Перевалка торфов	0,8
Разработка песков открытой добычи	1,3
То же, подземной добычи	1,1
Горно-подготовительные работы с использованием естественного оттаивания мерзлых пород	1,2
То же, с рыхлением мерзлых пород при помощи ВВ	1,5
Прочие работы (разваловка, подваловка, планировка и т. п.)	0,7

Применение этих коэффициентов для перевода фактических объемов в условно-натуральные помогает объективно определить производительность различных машин при использовании их на горных работах в течение года.

Коэффициенты разрыхления. В настоящее время насчитывается около двух десятков различных классификаций горных пород. Крупные ведомства, главки разрабатывали для себя классификации, в которых устанавливали свои коэффициенты разрыхления и объемные массы (табл. 5).

Т а б л и ц а 5

Коэффициенты разрыхления и объемные массы для глинистых сланцев

Технические нормы	Коэффициент разрыхления	Объемная масса, т/м ³
Нормы и расценки на строительные работы	1,45	2,7
Единые нормы выработки на геолого-разведочные работы	1,50	2,3
Нормы на горно-проходческие работы в угольной промышленности	1,80	2,0
Нормы на разработку месторождений подземным способом (издание Главспеццветмета)	1,40	1,6—2,3
Нормы на разработку рудных месторождений объединения «Северовостокзолото»	1,35	1,5—2,2

Еще больше разнятся между собой указанные величины в горных породах, слагающих россыпные месторождения.

В этой связи на приисках объединений «Якутзолото» и «Северовостокзолото» проведены определения коэффициента разрыхления талых и мерзлых пород различного состава. Определение сводилось к отбору мерзлых образцов пород в виде комков (по 2—6 и более) массой 20—30 кг. Комки дробили до крупности, соответствующей их фракциям в талом состоянии. Измельченную породу (с площадки, покрытой брезентом) помещали в мерный ящик и после нескольких встряхиваний заливали водой. Коэффициент рыхления талых пород определяли тем же методом и подсчитывали по формуле

$$k_p = \frac{V_c}{V_b}, \quad (1)$$

где V_c — объем сосуда, заполненного водой, см³;

V_b — объем залитой воды, см³.

Полученные этим методом значения k_p оказались близкими к их определениям в результате 3—4-кратного замера выемки и размеру кусков породы. Для кусков различного гранулометрического состава коэффициенты разрыхления характеризуются данными табл. 6.

**Коэффициенты разрыхления пород различного
гранулометрического состава**

Состав пород	Средний коэффициент разрыхления
Галька крупная, хорошо окатанная, с гравием, песком, глиной и илом	1,24
Галька мелкая с песком и илом	1,31
Скала разборная с илом	1,33
Галька с мелкой щебенкой и илом	1,34
Галька средних размеров с песком	1,36
Галька разного размера	1,40
Щебенка с глиной	1,47
Щебенка крупная, галька и валуны	1,70

Из табл. 6 видно, что степень разрыхления пород неодинакова и зависит от крупности включений и плотности скелета. Отсюда следует, что при определении среднего коэффициента разрыхления пород неоднородного состава необходимо принимать во внимание удельный вес щебеночных и галечных разностей. В среднем для россыпных месторождений Северо-Востока эти соотношения (по данным проф. Н. А. Шило) колеблются в пределах 1 : 5, которые и положены в основу расчета:

$$k_{p. \text{ ср}} = \frac{k_{p. \text{ гал}}}{5} + \frac{4k_{p. \text{ шеб}}}{5} = \frac{1,30}{5} + \frac{4 \cdot 1,47}{5} = 1,43,$$

где $k_{p. \text{ ср}}$ — коэффициент разрыхления галечниковых пород;
 $k_{p. \text{ шеб}}$ — коэффициент разрыхления щебенистых пород.

С изменением соотношения галечных и щебенистых включений и увеличением их крупности $k_{p. \text{ ср}}$ можно рассчитать по той же формуле при соотношении 1 : 4, тогда

$$k_{p. \text{ ср}} = \frac{1,47}{4} + \frac{3 \cdot 1,70}{4} = 1,63.$$

Результаты определений (табл. 7) с точностью до $\pm 1,5\%$ соответствуют контрольным замерам, и их рекомендуется использовать для инженерных расчетов.

Угол естественного откоса. На изменение угла естественного откоса пород существенное влияние оказывают механический состав, влажность и наличие глинисто-суглинистого материала. Величина угла откоса пород вскрыши, представленных песчано-галечным составом влажностью до 10%, изменяется в небольших пределах и составляет для пород II категории — 40—44°; III — 38—41°; IV — 36—38°.

С увеличением влажности до 15—18% угол естественного откоса изменяется и составляет у пород II категории — 37—40°, III — 34—36°; IV — 32—34°. Угол естественного откоса отвалов крупной гальки изменяется в пределах от 34 до 37° и в большинстве случаев составляет 35°.

Коэффициенты разрыхления пород,

Категория пород	Описание пород
I	Глина сухая, рыхлая, песок в отвалах. Супесь рыхлая, торф и растительный слой без корней
II	Галечно-щебенистые породы, крупный песок, слабо связанные глинисто-илистой примазкой
III	Растительный слой, крупнозернистый песок, гравий и щебень, небольшое количество глинистых частиц, наличие булыжников и валунов до 15—20% объема
III	Торф, небольшое содержание аллювиальной глины и щебеночно-гравийного материала, пылевидные частицы сланцев, льдонасыщенные илы, лед
III	Песчано-глинистые сланцы с наличием гальки и щебня с примесью илесто-глинистого материала без крупных включений
III	Крупнообломочный материал глинистых сланцев, плитняк размером до 20 см с небольшими прослойками песчаников, пылевидные частицы, глинистые сланцы 15—20%, льдонасыщенные суглинки и илы
IV	Жирная глина, тяжелый суглинок и моренные отложения с примесью крупного щебня и валунов до 30% объема
V	Алевриты глинистые, слабо цементированные, конгломераты осадочных пород. Песчаники слабо цементированные с песчано-глинистым цементом. Мерзлые породы I и II категорий

Т а б л и ц а 7

определенные опытным путем

Объемная масса, кг/м ³	Чем могут разрабатываться породы в талом состоянии	Коэффициент разрыхления
400—1200	Экскаваторами, бульдозерами, гидромониторами	1,15—1,2
600—1700	То же	1,25—1,3
1000—1800	„	1,3—1,4
900—1700	Бульдозерами и гидромониторами	1,2—1,25
800—1600	Экскаваторами, бульдозерами, скреперами, гидромониторами	1,3—1,35
1200—2000	То же	1,4—1,5
1800—2000	Бульдозерами, рыхлителями, буро-взрывным способом	1,45—1,6
2000—2400	Рыхлителями, буро-взрывным способом	1,4—1,55

Отвалы мелкой гальки и гравия, образованные в результате промывочных работ, с диаметром включений до 40 мм имеют угол естественного откоса 30—32°, а у отвалов торфов, образованных более 5 лет назад, он не превышает 34° и менее 5 лет назад — 37°.

Установлено, что борт разреза рыхлых песчано-галечных отложений в массиве имеет очертания вогнутой кривой, конфигурация которой определяется физико-механическими свойствами породы и высотой борта разреза. Но поскольку в практике работ при разработке россыпных месторождений разрезы не превышают глубины 6—8 м, их можно считать прямолинейными. В связи с этим для расчетов угол естественного откоса следует принимать: при глубине разреза до 1 м — 76—80°; до 2 м — 72—75°; до 3 м — 63—65°; до 4 м — 57—60°; до 6 м — 52—57° и до 8 м — 47—50°.

§ 3. Некоторые термины, употребляемые при разработке россыпей открытым способом

Прииск — горное предприятие, разрабатывающее россыпное месторождение и находящееся на самостоятельном хозрасчете.

Горный отвод — поверхностные границы участка, отведенного для горного предприятия и включающего как площади распространения промышленных запасов, так и площади для размещения горных выработок, сооружений, отвалов, производственных зданий и подъездных путей.

Полигон (заказ) — площадь промышленной россыпи, отведенная для разработки отдельной производственной единицей.

Торфа — рыхлые отложения, не содержащие полезного компонента промышленной концентрации; обычно перекрывают промышленный пласт.

Пески — породы россыпи, содержащие зерна полезного компонента. Пески с промышленным содержанием промышленного компонента, выделенные в обособленный слой, называют пластом.

Струя — пространственное распространение песков с наиболее высоким содержанием полезного компонента.

Содержание — весовое количество химически чистого металла или концентрата в 1 м³ песков (содержание на пласт) или горной массы (содержание на массу), выраженное в мг, г, кг.

Падение россыпи — направление по поверхности, соответствующее движению основного водного потока, образовавшего россыпь.

Длина россыпи — протяженность россыпи по падению.

Простирание россыпи — направление по поверхности, перпендикулярное движению основного водного потока, образовавшего россыпь.

Ширина россыпи — протяженность россыпи по простиранию.

Мощность (глубина залегания) россыпи — расстояние по вертикали от поверхности (или уровня воды) до плотика россыпи.

Контур — граница промышленной части россыпи.

Открытая разработка — разработка месторождений полезных ископаемых с применением открытых горных работ.

Система открытой разработки — установленный порядок производства вскрышных и добычных работ, обеспечивающий безопасную, планомерную и экономичную разработку месторождений.

Открытая горная выработка — выемка, образуемая в пределах разреза (полигона), имеющая заданные размеры и создающая возможность планомерного производства открытых горных работ.

Вскрышные работы — открытые горные работы по выемке и удалению пустых пород с целью добывания полезных ископаемых.

Схема вскрыши — графическое изображение системы вскрыши с размещением землеройных машин.

Коэффициент вскрыши — количество пустых пород, приходящихся на единицу добываемого или подлежащего добыче полезного ископаемого.

Разрез — открытая горная выработка, образовавшаяся после выемки из недр полезного ископаемого; по роду добычных машин различают дражный разрез, экскаваторный разрез, гидравлический разрез и т. п.

Разработка — совокупность всех работ, необходимых для извлечения полезного ископаемого из недр.

Добыча — количество песков или полезного ископаемого, извлеченных из недр за определенный промежуток времени. Нередко термином добыча отождествляют совокупность производственных процессов и операций по извлечению полезного ископаемого из россыпи.

Плотик — породы, на которых залегает пласт песков. Различают плотик, сложенный коренными породами, и ложный плотик, сложенный рыхлыми отложениями.

Траншея — открытая горная выработка значительной длины (по сравнению с шириной и глубиной); как правило, имеет трапециевидное поперечное сечение.

Зумпф — углубление, в большинстве случаев прямоугольного или квадратного сечения, предназначенное для сбора воды.

Таликовые зоны — участки, расположенные в области вечной мерзлоты, представленные тальми породами. Часто водонасыщены, подвергаются сезонному промерзанию.

Угол откоса уступа — угол, образуемой откосом уступа с горизонтальной плоскостью.

Борт — наносные отложения россыпи, расположенные за границей промышленного контура.

Целик — часть залежи полезного ископаемого, не извлеченная из недр в процессе добычных работ.

Валуны — окатанные обломки горных пород размером от 10 см и более (по классификации ВИМСа).

Обогащение — совокупность технологических процессов выделения из твердого ископаемого сырья промышленно ценных минеральных продуктов.

Дезинтеграция — разъединение (разрыхление) ископаемого сырья, состоящего из слабо связанных между собой составных частиц, без нарушения их целостности.

Классификация — разделение ископаемого сырья, неоднородного по величине его частиц, на относительно однородные по крупности продукты.

Концентрат — продукт обогащения, в котором содержание полезного компонента больше по сравнению с содержанием его в исходном материале.

Хвосты — продукт операции обогащения, в котором содержание данного полезного компонента меньше по сравнению с остальными продуктами той же операции.

Галька — кусковой материал, отделяемый в виде надгрохотного продукта на грохотах скрубберов и плоских грохотах обогатительных установок для обогащения песков.

Эфеля — подгрохотный материал, выделяемый на грохотах обогатительных установок для последующего обогащения.

Шлюзовый концентрат — грубый первичный концентрат, полученный на шлюзах с жесткими трафаретами.

Черные шлихи — конечный продукт, снимаемый со шлюзов и подлежащий последующей обработке для выделения из него золота.

Серые шлихи — отходы (хвосты) от дополнительной обработки концентратов, снимаемых со шлюзов и грубые концентраты.

Черновое золото — золото, получаемое после отделения его из шлиховых концентратов или после отпарки амальгамы и требующее дополнительной обработки.

Шлиховое золото — неочищенное золото, получаемое при гравитационном обогащении золотосодержащих песков, прошедшее первичную обработку в золотоприемных кассах.

**ПОДГОТОВКА ПОРОД К ВЫЕМКЕ ЗЕМЛЕРОЙНЫМИ
МАШИНАМИ**

Глава I

**ПОДГОТОВКА МЕРЗЛЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ
С ПОМОЩЬЮ ЕСТЕСТВЕННЫХ ТЕПЛОВЫХ ФАКТОРОВ**

Как известно, талые породы (I—V категорий) специальной подготовки для бульдозерно-экскаваторной вскрыши не требуют. При разработке сезонномерзлых и вечномерзлых россыпей подготовка пород к выемке необходима, в связи с чем на приисках Северо-Востока она является одной из наиболее важных технологических операций и входит в общий комплекс открытых горных работ. В настоящее время вопросы подготовки пород к выемке на приисках Севера решаются путем оттаивания мерзлых пород с использованием естественных тепловых факторов (солнечная радиация, тепловая и водо-тепловая мелиорация) и механического рыхления трудно разрабатываемых талых и мерзлых пород (применение рыхлителей и буро-взрывных работ).

Искусственное оттаивание мерзлых пород при разработке россыпей проводят с помощью методов тепловой и водо-тепловой мелиорации. Тепловая мелиорация имеет целью увеличить кондуктивный тепловой поток в породу летом и уменьшить потери зимой путем искусственного воздействия на составляющие теплового баланса и процессы кондуктивного теплообмена в поверхностном слое. В методах водо-тепловой мелиорации для интенсификации протаивания мерзлых крупнодисперсных отложений применяют воду, которая служит теплоносителем.

Накоплен большой производственный опыт по искусственному оттаиванию мерзлых пород и защите их от зимнего промерзания, который складывается из практической деятельности горнопромышленных предприятий Восточной Сибири и Дальнего Востока, а также из опыта горнодобывающей промышленности США (Аляска) и Канады. Он нашел теоретическое обоснование и получил дальнейшее развитие в трудах ВНИИ-1, ЦНИГРИ, Ирриредмета, Института мерзлотоведения АН СССР им. В. А. Обручева и др.

На основе обобщения богатейшего опыта отечественной и зарубежной горнодобывающей промышленности и теоретических исследований разработано несколько способов искусственного оттаивания, из которых наибольшее распространение получили радиационный и гидравлический способы. Ниже приводится классификация основных способов искусственного оттаивания.

<i>I. Радиационный</i>	<i>Основные источники тепла</i>
Естественное оттаивание с послойной разработкой (слоями 6—15 см)	Лучистая энергия солнца
Естественное оттаивание с накапливанием талого слоя (0,4—2,0 м) для последующей разовой разработки (тепловая мелиорация)	То же
<i>II. Гидравлический</i>	
Дренажно-инфильтрационный (безнапорный поток воды)	Речная вода и лучистая энергия солнца
Дождевально-инфильтрационный (дождевальная гидрооттайка)	Речная или озерная вода
Напорно-фильтрационный (игловая гидрооттайка)	То же

§ 1. Радиационный способ оттаивания

Породы оттаивают за счет рационального использования солнечного тепла путем направленного изменения теплового баланса в сторону увеличения абсолютной величины теплопотока в верхние слои мерзлой толщи земной поверхности [4, 9, 26, 29, 73].

1. **Естественное оттаивание с послойной разработкой пород** применяется в тех случаях, когда необходимо ускорить подготовку и произвести вскрышу торфов по таликам на максимальную глубину. Как показывает «атлас теплового баланса» (1963 г.), в пределах Магаданской области и Якутии годовой приток солнечной радиации составляет 80—100 ккал/см²·год. Этой энергии достаточно для протаивания мерзлых пород на 33—42 м при льдистости 20%, на 22—28 м при 30% и на 13—17 м при 50%. Таким образом, в районах даже с самыми суровыми климатическими условиями приток лучистой энергии за летний сезон достаточен для глубокого протаивания россыпей. Однако, как показали исследования [4, 14, 29], в естественных условиях теплообмен пород с атмосферой формируется так, что большая часть этой энергии расходуется на отражение, турбулентный теплообмен и испарение. Тепловой поток в породе составляет 10—20% притока суммарной радиации за летний сезон и 5—10% за год. Поэтому за летний сезон не успевает полностью протаять даже мохо-торфяной покров, перекрывающий мерзлую толщу вскрышных пород. При вскрыше торфов приток лучистой энергии увеличивается, однако одновременно возрастает турбулентный теплообмен, а иногда и затраты тепла на испарение. Поэтому простое обнажение мерзлой толщи отложений недостаточно эффективно для увеличения скорости и глубины протаивания.

Результирующая притока лучистого тепла (радиационный баланс) к земной поверхности выражается уравнением

$$R_6 = \Sigma R_1 (1 - K_a) - \mathcal{E}_n = K_T \cdot K_H I + \mathcal{E}_n, \quad (2)$$

где ΣR_1 — суммарная солнечная радиация;

K_a — коэффициент, характеризующий отражательную способность поверхности (Альbedo поверхности);
 \mathcal{E}_n — эффективное излучение поверхности;
 K_T — турбулентный теплообмен;
 $K_{нИ}$ — затраты тепла на испарение, $K_{нI}$ — теплота испарения, I — испарение;
 \mathcal{E}_n — поток в породу.

Радиационный баланс поверхности в естественных условиях на приисках Северо-Востока составляет 10—20 ккал/см²·год. Этого тепла достаточно для протаивания пород на 4—12 м при льдистости 20%, на 3—8 м при 30% и на 2—5 м при 50%. Однако в природных условиях глубина протаивания в 3—5 раз меньше. Следовательно, необходимо искать пути более эффективного использования тепла солнечной радиации на оттаивание мерзлых пород.

Из уравнения (2) следует, что поток тепла в породу

$$\mathcal{E}_n = \sum R_1 (1 - K_a) - \mathcal{E}_n - K_T - K_{нИ} \quad (3)$$

можно увеличить, только снижая расходную составляющую баланса альbedo поверхности A , эффективное излучение \mathcal{E}_n , турбулентный теплообмен K_T и затраты тепла на испарение $K_{нИ}$.

Альbedo поверхностного покрова в естественных условиях может изменяться в широких пределах: от 5—6% (глубокий водоем) до 80—85% (свежевыпавший снег). Альbedo зависит от влажности и совокупности растительного покрова. В тепловых инженерных расчетах обычно пользуются осредненными величинами альbedo. При расчистке снежного покрова весной альbedo понижается с 40—50 до 20—22%, а радиационный баланс увеличивается почти вдвое. Это тепломелиоративное мероприятие позволяет начать протаивание пород в марте—апреле, когда суммарная радиация достигает 10—12 ккал/см²·месяц, но 50—70% ее отражается снежным покровом. При затоплении полигона на летний сезон небольшим слоем воды альbedo понижается с 18—20 до 9—12%, что повышает радиационный баланс на 15%. При других видах тепловой мелиорации (обнажение пород от мохо-торфяного покрова, зачернение поверхности) радиационный баланс также увеличивается, но не более чем на 10—15%. Таким образом, максимальное поглощение солнечной энергии в весенне-летний сезон можно обеспечить расчисткой снежного покрова и затоплением полигонов.

Радиационный баланс можно увеличить, как показывает уравнение (2), не только уменьшая отраженную радиацию, но и снижая излучение поверхности. Единственным доступным для практики средством управления потоком длинноволнового излучения служат синтетические пленки (полиэтиленовая, полиамидная и др.). Пленки обладают избирательной способностью пропускания коротковолновой и поглощения длинноволновой радиации.

Распространено мнение, что применение пленок позволяет значительно увеличить баланс лучистой энергии. К сожалению, выпускаемые промышленностью пленки имеют высокую отражательную

способность (альbedo пленок 20—25%) и недостаточную пропускную способность в отношении коротковолновой радиации (коэффициент прозрачности полиэтиленовой пленки 0,75—0,90). Кроме того, они не задерживают идеально все длинноволновое излучение земли (коэффициент поглощения длинноволнового излучения у поливинилхлоридных пленок 80—90%, у полиамидных — 60—70%, у полиэтиленовых — 10—20%). Поэтому радиационный баланс под пленкой, как показывают эксперимент и расчеты, может оказаться даже ниже, чем без нее. Однако пленки почти полностью предотвращают весьма энергоемкий процесс испарения с поверхности пород. Это приводит к увеличению глубины сезонного протаивания под пленкой в условиях Магаданской области на 25—35%, в Забайкалье на 30—40% и в Иркутской области на 40—50%. Применение пленочных покрытий позволяет ускорить начало устойчивого оттаивания пород на 20—40 суток. За это время успевает протаять от 30—35 до 40—60% общей глубины слоя сезонного протаивания.

Из выражения (2) видно, что мерзлотные процессы, протекающие в деятельном слое и в толще вечной мерзлоты, зависят от развития тепловых явлений и баланса тепла в приповерхностном слое. Солнечная радиация в этом случае имеет первостепенное значение. Как известно, напряжение солнечной радиации резко меняется в течение дня и года. Например, в безоблачные дни, в момент восхода и захода солнца, она выделяет на 1 см² горизонтальной поверхности 0,1—0,2 кал/мин, а в полдень — до 1—1,2 кал/мин. Облачность сильно ослабляет и рассеивает поток солнечной радиации. В дни с плотной и низкой облачностью напряжение радиации даже в полдень обычно не превышает 0,3—0,4 кал/мин. Тепловой поток в приземном слое воздуха над участками, покрытыми растительностью либо талым слоем пород, в летние дни почти всегда направлен вверх от деятельного слоя. В ясные дни, когда деятельная поверхность сильно охлаждается и воздух становится теплее поверхности породы, тепловой поток в приземном слое воздуха меняет направление. При этом деятельный слой получает тепло из воздуха.

По данным отдела мерзлотоведения ВНИИ-1, поверхность деятельного слоя, покрытая мохом, получает тепла в сутки около 22%, покрытия галечником — 27% и мерзлым галечником — 220%. Это позволяет сделать вывод, что при послойной разработке россыпей необходимо более часто снимать оттаявшие слои породы, т. е. создавать более благоприятные условия для использования энергии солнца.

На приисках Северо-Востока в настоящее время применяются два вида солнечного оттаивания мерзлых пород: послойное оттаивание с периодической разработкой оттаявших пород и предварительное оттаивание на заданную глубину с применением мелиорации (удаление мохо-торфяного покрова, осушение полигона и т. д.).

Послойное оттаивание, как более эффективный способ, применяется во всех случаях, когда требуется ускорить оттаивание вскрышных пород и обработать по таликам участки россыпи на максимальную глубину. Большое влияние на скорость оттаивания оказывает талый слой, возникающий на поверхности мерзлых приповерхностных пород по мере их оттаивания. Например, скорость оттаивания мерзлой толщи полигонов, на которых оттаявшие слои породы счищаются ежедневно, в среднем за теплый сезон составляет приблизительно 10 см/сутки, при счистке талых слоев породы один раз в трое суток — 6 см/сутки, а при счистке через пять суток — в среднем 4 см/сутки. Наблюдениями установлено, что при образовании на поверхности мерзлых пород талого слоя мощностью 10 см начинает преобладать отрицательный турбулентный теплообмен, направленный от почвы в атмосферу, поэтому срезку талого слоя мощностью 8—10 см следует считать оптимальным режимом. На валунистых участках россыпи породы должны быть оттаяны на глубину не менее двух третей диаметра крупных включений. Анализ работы присков показывает, что средняя глубина сезонной выемки зависит от частоты снятия талых пород и мощности слоя, а производительность бульдозера — от толщины снимаемого слоя, площади и трудоемкости разрабатываемых пород [29, 73].

Фактическая производительность бульдозера в большинстве случаев ниже нормативной, особенно это характерно для ило-льдо-насыщенных и валунистых пород. Оттаявшие породы с высокой влажностью препятствуют проникновению лучистой энергии к поверхности мерзлоты, поэтому для накопления талого слоя требуется много времени. Оттаяв, эти породы плывут, что значительно снижает производительность бульдозеров. Породы же, представленные глинами и суглинками с включением валунов, трудно поддаются срезанию тонкими слоями. Поэтому выявление оптимальных условий, обеспечивающих повышение производительности бульдозеров и интенсивность сезонной разработки, имеет важное практическое значение.

Для решения поставленных задач прежде всего необходимо знать влияние геокриологических условий на процесс оттаивания мерзлых пород. Наблюдения, проведенные на ряде присков Северо-Востока позволили установить зависимость скорости оттаивания от его продолжительности, которую по опытным данным можно выразить равенством

$$h_m = \frac{\tau_0}{a_1 + b_1 \tau_0}, \quad (4)$$

где h_m — мощность оттаявшего слоя, см;
 τ_0 — время оттаивания слоя, сутки;
 a_1 и b_1 — эмпирические константы.

Установлено, что для пород II—III категорий значения констант a_1 и b_1 соответственно равны 0,066 и 0,036; для ило-льдонасыщенных пород высокой влажности, относящихся по петрографическому составу к III и IV категориям, они равны 0,036 и 0,047 и для валунистых пород с глинистым заполнителем скелета, относящихся к IV и V категориям, — 0,128 и 0,045. Поверочный расчет мощности талого слоя по формуле (4) со значениями a_1 и b_1 по характеризуемым составам пород и при среднесуточной температуре воздуха 10—14°С (июнь—август) показал, что в пределах 1—7 суток эта формула дает достаточно точные для практики результаты и может быть использована при инженерных расчетах.

Производительность бульдозеров зависит от объема вала породы, перемещаемой за один заезд, мощности талого слоя и площади полигона. Объем вала, толщина срезания слоя, ширина ножа отвала и расстояние, обеспечивающее набор его породой, связаны между собой зависимостью

$$V_{\text{в}} = L_1 B_{\text{н}} H_{\text{с}}, \quad (5)$$

где $V_{\text{в}}$ — объем вала породы, м³;

L_1 — расстояние, обеспечивающее набор отвала породой, м;

$B_{\text{н}}$ — ширина ножа отвала бульдозера, м;

$H_{\text{с}}$ — толщина срезаемого слоя пород, м.

Откуда минимально-необходимый слой талых пород, обеспечивающий нормальную работу машин (при оптимальной длине набора), определится по формуле

$$H_{\text{min}} = \frac{V_{\text{в}}}{L_1 B_{\text{н}}}. \quad (6)$$

Численные значения минимально необходимого слоя талых пород (сгруппированных по технологическим признакам в шесть групп) для бульдозеров мощностью до 140 л. с. характеризуются следующим образом.

I группа. Торф с небольшим содержанием гравийно-галечного материала и глины, льдонасыщенные илы, 6—7 см;

II группа. Галечно-щебеночный материал, крупный песок, слабо связанные илесто-глинистой примазкой, при наличии крупных включений не более 3%, 7—8 см;

III группа. Разрушенные песчано-глинистые сланцы, галечно-щебеночный материал, сцементированные илом и глиной, крупные включения отсутствуют, 8—9 см;

IV группа. Крупнообломочный материал песчаников, плитняк глинистых сланцев размером до 200 мм (15—20% объема), мягкая глина, льдонасыщенные суглинки и илы, 10—11 см;

V группа. Крупнозернистый песок, гравий и щебень с небольшим содержанием глинистого материала при наличии булыжников и валунов до 20% объема, 11—13 см;

VI группа. Жирная глина, тяжелый суглинок и моренные отложения с наличием галечно-щебеночного материала и крупных

Продолжительность оттаивания минимально необходимого слоя в зависимости от температуры воздуха, состава и влажности пород, см

Группа разрабатываемых пород	Весовая влажность (льдис-тость), %	Температура наружного воздуха, °С											
		+4			+8			+12			+16		
		Продолжительность оттайки, ч											
		24	48	72	24	48	72	24	48	72	24	48	72
I	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
II	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
III	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
IV	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
V	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
VI	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

включений с размером в поперечнике 300—700 мм до 25—30% объема, 15—17 см.

Эти и ранее проведенные исследования позволили определить время, требующееся для накопления минимального талого слоя

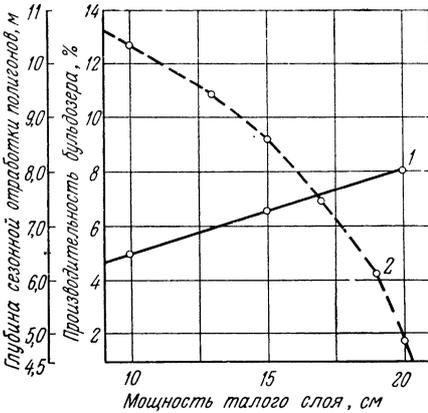


Рис. 3. Изменение производительности бульдозера и глубины сезонной вскрыши торфов в зависимости от мощности талого слоя

по группам пород (табл. 8). Установлено также, что с увеличением минимально необходимой мощности талого слоя на 25—50%, производительность машин повышается всего лишь на 4—7%, но резко сокращается число послонных срезов и, следовательно, глубина сезонного понижения вскрышных работ уменьшается в 1,5—2,2 раза и более (рис. 3).

На основании фактических данных глубины вскрышных работ и с учетом минимально необходимого слоя (по табл. 8), в табл. 9 приведены данные глубины возможной сезонной выемки пород.

Расчетные значения глубины сезонной вспышки

Таблица 9

Группа разрабатываемых пород	Район производства работ	Фактическая глубина сезонного понижения за 1969—1971 гг.	Расчетная глубина выемки, м					
			За сезон	по месяцам				
				май	июнь	июль	август	сентябрь
I	Сусуманский	3,5—4,9	8,06	0,24	2,22	3,10	2,09	0,41
	Билибинский	2,2—3,8	6,26	0,12	1,75	2,47	1,60	0,32
II	Сусуманский	4,3—5,9	10,9	0,44	2,96	3,93	2,87	0,70
	Билибинский	3,9—4,8	9,0	0,17	2,68	3,30	2,28	0,57
IV	Сусуманский	3,7—5,1	8,39	0,33	2,21	3,18	2,12	0,55
	Билибинский	2,6—4,2	6,71	0,24	1,83	2,6	1,68	0,36
V	Сусуманский	2,2—3,9	6,03	0,30	1,69	2,09	1,62	0,33
	Билибинский	1,8—2,7	5,25	0,14	1,41	1,94	1,50	0,96

Для обеспечения производительной работы бульдозеров необходимо, чтобы средняя скорость оттаивания слоя v_c была больше скорости выемки v_v , при этом $v_c \geq v_v$.

Скорость опускания забоя по площади v_o при работе бульдозера с суточной производительностью Q_{6c} составляет

$$v_c = \frac{Q_{6c}}{v_o},$$

а средняя скорость оттаивания на глубину I_0 за время τ_0 будет

$$v_c = \frac{I_0}{\tau_0}.$$

Согласно этим уравнениям

$$\frac{Q_{6с}}{v_0} = \frac{I_0}{\tau_0}, \text{ тогда } v_0 = \frac{Q_{6с}\tau_0}{I_0}.$$

Используя для определения времени оттаивания слоя мерзлых пород формулу проф. Стефана и полученные зависимости, а также выразив I_0 в метрах, а скорость оттаивания в м/сутки, после преобразований и введения коэффициента, учитывающего геокриологические условия, получим формулу для определения оптимальной площади полигона при послонной разработке в следующем виде:

$$П_1 = \frac{I_0 \omega_1 G_{л} Q_6}{10 \lambda T^{\circ}} \varepsilon, \quad (7)$$

где ω_1 — содержание льда в скелете, кг/м³ (примерно для пород II категории — 470—500, III и IV категорий — 370—470);

$G_{л}$ — скрытая теплота таяния льда, кал;

Q_6 — производительность бульдозера, м³/смену;

λ — коэффициент теплопроводности (примерно для пород II категории — 0,7—0,8, III и IV — 0,8—1,20);

ε — коэффициент, учитывающий геокриологические условия;

T° — средняя температура наружного воздуха в планируемый период, °С.

Для практического применения формулы (7) рекомендуется номограмма (рис. 4).

2. Естественное оттаивание мерзлых пород с помощью тепловой мелиорации на приисках применяют в основном при разработке месторождений, состав пород которых имеет высокое содержание пылеватых — ило-глинистых частиц и льда. От таяния льда на полигонах скапливается много воды, которая замедляет процесс оттаивания и превращает торфа в пльвун, плохо поддающиеся транспортировке бульдозерами. В тех случаях, когда на полигоне талый слой превышает 20—30 см, машины начинают вязнуть и производство вскрышных работ практически прекращается. Поэтому на полигонах с высокой ило-льдонасыщенностью подготовку пород к выемке рационально вести при помощи тепловой мелиорации с последующей разовой разработкой всего накопленного талого слоя.

Вскрышные работы с применением тепловой мелиорации представляют собой строго регламентированный комплекс мероприятий, обеспечивающий солнечное оттаивание, осушение и уплотнение пород в течение всего теплого периода или в отдельные его месяцы. Интенсивность оттаивания мерзлоты с помощью тепловой мелиорации значительно ниже, чем при удалении талых пород слоями 6—15 см. Поэтому данный метод оттаивания рационально при-

менять, если необходимо создать запас талых пород для работы бульдозеров в осенне-зимний период. Разработку оттаянных пород выполняют с цикличностью, зависящей от организации работ и наличия технических средств. Так, например, если парк бульдозеров позволяет выполнить разовую разработку накопленного за теплый период слоя талых пород, то применяют годовую цикличность. При отсутствии такой возможности или когда необходимо равномерно

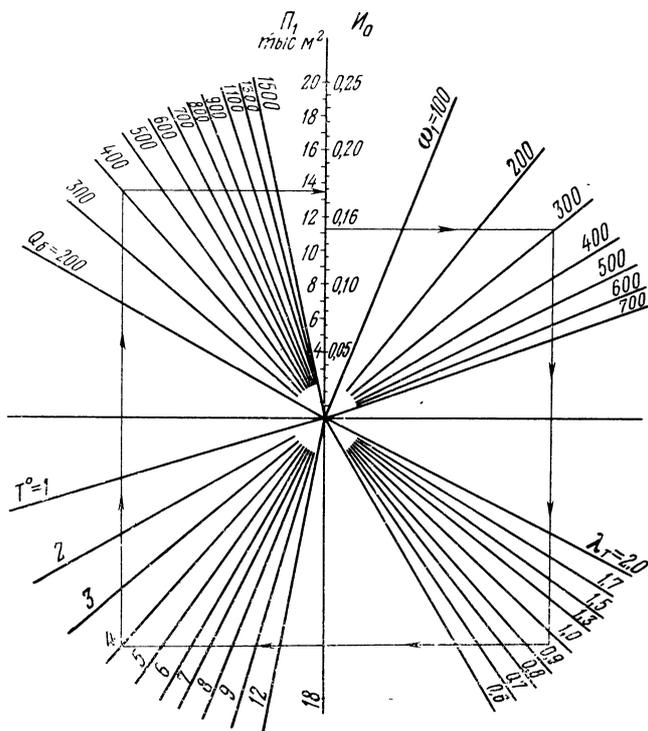


Рис. 4. Номограмма определения оптимальной площади полигона при производстве вскрышных работ бульдозерами

загрузить бульдозеры в течение сезона, продолжительность оттаивания сокращают до одного-двух месяцев, выполняя за лето два-три цикла и более.

Опыт разработки вечномёрзлых россыпей с применением тепловой мелиорации позволяет считать, что в течение одного теплого сезона (июнь—август) слой породы VI—VIII категорий можно оттаять на глубину 1,8—2,3 м. При планируемой годовой цикличности вскрышных работ с применением тепловой мелиорации разработку рационально начинать осенью со снятия деятельного мохоторфяного покрова. В начале лета следующего года, когда на

вскрытом полигоне начинается интенсивное оттаивание мерзлых пород, необходимо пройти осушительные и водоотводные каналы. Их следует проводить снятием талого слоя бульдозером (один раз в пять—семь суток) и в зависимости от рельефа местности понижать до глубины 0,4—0,7 м, а затем оставлять для накопления талого слоя и создания запаса пород к осенне-зимней вскрыше.

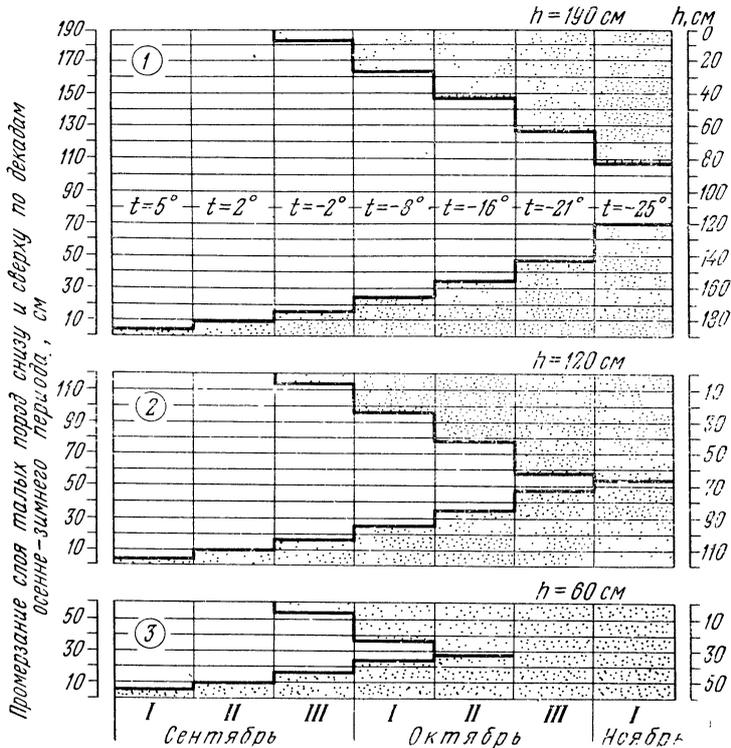


Рис. 5. Промерзание слоя талых пород снизу и сверху по декадам осенне-зимнего периода:

1 — запас талых пород накоплен за 90 сут; 2 — то же, за 60 сут; 3 — то же, за 30 сут (см. рис. 1)

Если годовой цикл подготовки пород к выемке с помощью тепловой мелиорации не планируется и вскрышные работы начинаются в июне или июле (с последующим накоплением талого слоя за 60 суток — июль—август — за 30 суток — август), то мохо-торфяной покров целесообразно разрабатывать в несколько приемов тонкими слоями по мере естественного оттаивания. В этом случае мощность слоя оттаявшей породы за два месяца достигает 1—1,4 м, за один месяц — 0,5—0,7 м. Указанные пределы ограничиваются тем, что с понижением температуры воздуха до $5\text{--}7^\circ\text{C}$ и наличием талых пород над мерзлотой более 0,5 м оттаивание прекращается [60].

Приняв средние значения мощности талого слоя пород за 90, 60 и 30 суток летнего периода соответственно равными 1,90; 1,20 и 0,60 м, проследим за его промерзанием снизу и сверху по декадам осенне-зимнего периода (рис. 5). Из рис. 5 видно, что в первых двух декадах сентября температура воздуха ниже указанного предела и тепловой поток лучистой энергии солнца не достигает верхней границы мерзлоты. Оттаивание прекращается, и начинается обратный процесс промерзания снизу, так как в вечномерзлом монолите запаса холода больше, чем тепла в оттаянной породе. При понижении температуры воздуха до отрицательных значений (с III декады сентября) образующаяся сверху мерзлая корка сохраняет накопленное тепло в межмерзлотном слое талых пород. Поэтому до мощности мерзлого слоя 0,6 м, когда на промерзание оказывает прямое влияние температура воздуха, прирост сверху идет в 1,5—1,7 раза быстрее, чем снизу, и составляет в среднем за декаду 0,15—0,18 м. При повышении этой мощности мерзлого слоя скорость промерзания сверху и снизу уравнивается. В условиях Магаданской области смерзание накопленного за теплое время года слоя талых пород происходит: при мощности 0,6 м — в конце первой декады октября; при мощности 1,2 м — в конце третьей декады того же месяца и при мощности 1,9 м — 10—14 ноября.

Трудоемкость подготовки (накапливания) пород к выемке методом тепловой мелиорации (в чел-днях) на 1000 м³ характеризуется данными табл. 10.

Таблица 10

Трудоемкость подготовки пород к выемке

Тип бульдозера, используемого на подготовительных работах	Снятие верхнего мохоторфяного покрова и проведение сети осушительных канав	При накапливании слоя талых пород мощностью, м		
		0,6	1,2	1,9
Д-494	7,5—8,2	3,7—4,0	1,7—2,0	0,5—0,7
Д-532	5,0—6,0	2,5—3,0	1,2—1,4	0,4—0,6
Д-275	4,5—5,1	2,1—2,4	1,0—2,1	0,3—0,5
Д-575	3,7—4,2	1,8—2,0	0,9—1,0	0,2—0,4
Д-572	2,8—3,3	1,4—1,6	0,7—0,8	0,1—0,3
Д-9Ж	2,2—2,8	1,0—1,3	0,5—0,6	0,1—0,2

Себестоимость подготовки 1 м³ вскрышных пород к выемке с помощью тепловой мелиорации составляет: при мощности накопленного слоя 1 м — 0,1 руб., 2 м — 0,05 руб., 3 м — 0,035 руб. и 4 м — 0,025 руб.

§ 2. Гидравлическое оттаивание мерзлых горных пород

Гидравлическое оттаивание применяют при разработке россыпей сплошным и раздельным способами. Оттаиванием достигается устранение цементирующего действия подземного льда всех видов

в порах и трещинах рыхлых отложений, причем породы, представляющие в мерзлом состоянии весьма прочный монолит, становятся сыпучими или пластичными, что облегчает их разработку [14].

1. Фильтрационно-дренажное оттаивание происходит за счет естественной температуры воды, подаваемой в распределительный канал из водоема (реки, озера, пруда) и далее распределяемой самотеком по оросительной системе. Вода инфильтруется в дно и частично в борта канав оросительной системы и, фильтруясь далее по талым слоям пород к дрене, отдает часть своего тепла мерзлым породам. Длина пути фильтрационного потока определяется заданной глубиной оттаивания, фильтрационными свойствами пород, планируемой продолжительностью оттаивания и составляет 20—80 м. На россыпных месторождениях рассматриваемый способ позволяет оттаивать мерзлые галечно-щебенистые и гравелистые породы, разделенные илесто-суглинистыми прослоями на глубину до 8—10 м [10, 14, 33].

Фильтрационно-дренажное оттаивание следует применять:

при условии достаточной водопроницаемости пород после оттаивания в преобладающей части полигона: на горизонтальных участках с уклоном поверхности менее 0,1 при коэффициенте фильтрации пород 50 м/сутки и выше; на наклонных участках, где уклон более 0,1, — при коэффициенте фильтрации пород более 20 м/сутки;

в районах, где температура воздуха характеризуется более 1000 положительных градусо-суток с наличием источников водоснабжения, из которых возможен отбор воды со средней температурой не ниже $+5^{\circ}\text{C}$ за 100 суток (например, с 10 июня по 20 сентября);

когда количество воды обеспечивает ее расход в течение лета в размере не менее $1\text{ м}^3/\text{ч}$ на 1 м оросительной канавы.

Организация работ по применению способа включает в себя: проектирование и мерзлотно-гидрогеологическую разведку; вскрышные работы по удалению растительного и мохо-торфяного покрова; проведение дренажных и оросительных выработок; сооружение системы водоснабжения; регулирование поступления воды в оросительную сеть; поддержание работоспособности оросительных выработок; откачку воды из дренирующих устройств, не имеющих стока; контроль за ходом и качеством оттаивания.

В зависимости от гидрологических особенностей россыпи и рельефа местности применяется следующее расположение оросительных (питающих) канав: система поперечных односторонних тупиковых канав-оросителей; система поперечных двусторонних тупиковых канав-оросителей; система зигзагообразных проточных канав-оросителей; система продольных проточных канав-оросителей.

Тупиковые оросители располагаются на расстоянии 20—30 м друг от друга перпендикулярно дренажной канаве и в основном применяется, когда уклон полигона более 0,005 и направлен параллельно дренажной системе. Глубина тупиковых канав должна быть

не менее 0,7 м, а слой воды в них — не менее 0,5 м. Питающую канаву располагают, как правило, за контуром площади оттаивания на расстоянии 10 м и снабжают затворотами-регуляторами. Продольные оросительные каналы следует применять в тех случаях, когда уклон поверхности от оси дренируемой выработки менее 0,005. Глубина наполнения таких канав должна быть не менее 0,5 м, что обеспечивается устройством перепадов. Поглощающие колодцы проходятся при слабопроницаемых породах (супеси, суглинки и т. п.), а также когда мощность рыхлых отложений превышает 6—7 м. Потребность в воде для дренажной оттайки определяется расчетом. В первые дни интенсивный фильтрационный поток имеет единственный расход порядка $0,3 \text{ м}^3/\text{ч} \cdot \text{м}$, а в дальнейшем постепенно возрастает до $5 \text{ м}^3/\text{ч} \cdot \text{м}$. Укрупненно можно считать, что для оттаивания 1 м^3 вечномерзлых галечно-гравелистых пород расходуется в среднем от 8 до 13 м^3 воды с температурой около 7°C .

Для увеличения скорости оттаивания следует применять подогрев воды в прудах-отстойниках. Примерная норма для определения размеров пруда-нагревателя — 20 м^2 площади водного зеркала на $1 \text{ м}^3/\text{ч}$ при глубине не менее 0,5 м. Ориентировочная глубина сезонного (с $1/\text{VI}$ по $10/\text{IX}$) оттаивания толщи галечников рассматриваемым способом в условиях Сусуманского района [14, 25] при температуре воды в июне 8°C , июле 14°C , в августе 10°C и сентябре 4°C с расходом фильтрационного потока не более $1 \text{ м}^2/\text{ч}$ приведена в табл. 11.

Таблица 11

Сезонная глубина оттаивания, м

Коэффициент фильтрации, м/сутки	Длина фильтрационного потока, м				
	30	40	50	70	100
50	6,1	5,0	4,3	3,5	1,6
100	8,3	7,2	5,9	4,4	3,6
200	—	8,8	7,7	6,3	5,0
300	—	—	8,4	7,2	5,6
400	—	—	8,7	7,5	6,4

Как видно из табл. 11, глубина оттаивания к концу сезона достигает значительной величины для сохранения талого водоносного слоя под пластом сезонного промерзания (при двухлетнем цикле) к началу теплого сезона следующего года. В связи с этим в начале периода питания искусственного фильтрационного потока (второй сезон) тепло для оттаивания сезонномерзлого пласта переносится одновременно сверху и снизу, что приводит к его оттаиванию в течение нескольких дней. Меры по уменьшению глубины промерзания или уменьшению потерь тепла (дренирование

на 3—3,5 м или устройство теплоизоляционной защиты) значительно улучшают режим фильтрационно-дренажного оттаивания после зимнего перерыва. Поэтому за второй сезон оттаивания обеспечивается приrost глубины, указанной в табл. 11, на 40—80%. В связи с этим данный способ подготовки пород к выемке земляными машинами или к драгированию обеспечивает (в определенных условиях) экономически выгодные решения, так как себестоимость оттаивания не превышает 0,15—0,2 руб/м³.

2. Дождевально-инфильтрационное оттаивание осуществляется за счет естественной температуры воды, подаваемой из водоема (реки, озера) насосом в дождевальные установки, которые поддерживают над поверхностью мерзлых пород постоянный поток искусственного дождя [10, 14, 29, 33]. Орошение обеспечивает возможность питать фильтрационный поток, переносящий тепло, при любом рельефе поверхности. В орошаемых породах нисходящая фильтрация воды, распределяясь равномерно по площади, подвергается тепловому воздействию все льдонасыщенные включения. Под толщей проницаемой породы вода образует сплошной наклонный фильтрационный поток, отдающий теплоту на оттаивание водупорных льдонасыщенных пород так же, как в случае фильтрационно-дренажного оттаивания. Орошение, кроме того, попутно повышает температуру воды — это происходит во время полета капель в воздухе и последующего просачивания воды через наружный слой пород, который, в свою очередь, нагревается солнечными лучами и воздухом.

Следует различать два вида взаимодействия искусственного фильтрационного потока с мерзлыми породами. В мерзлых породах, сохранивших открытые поры, наполненные льдом, вода движется среди ледяных включений и зерен породы, охлаждаясь при этом до температуры близкой к нулю, отдавая почти весь запас тепла. Такие условия возникают в породных отвалах и сушецовых слоях. Взаимодействие другого вида имеет место при оттаивании пород, поры которых заполнены льдом. Здесь теплота фильтрационного потока, расположенного в вышележащем талом слое породы, отдается в меньшей мере. При дренажном оттаивании движение искусственно питаемого фильтрационного потока обусловлено разностью уровней орошаемой площади и площади у места выхода воды из пород. Если рельеф участка и старые разрезы не обеспечивают разности уровней, то необходимо включать в состав работ по дренажному оттаиванию проведение, крепление и оборудование специальных дренирующих горных выработок.

Применяют следующие варианты дренажного оттаивания, различающиеся между собой по условиям теплообмена, приемам орошения и дренирования: оттаивание пород в целиках с применением дренирующей выработки; оттаивание в целиках на наклонных полигонах, когда нет необходимости в глубокой дренирующей выработке; оттаивание пород, уложенных в конусные отвалы, когда

породы не насыщены льдом и водопроницаемы в мерзлом состоянии; оттаивание льдонасыщенных пород дождеванием оборотной водой с откачкой из дренажного колодца; оттаивание слабопроницаемых пород с послойным удалением оттаявших слоев. В этом случае удобно применять орошение при помощи длинноструйной передвижной дождевальной машины.

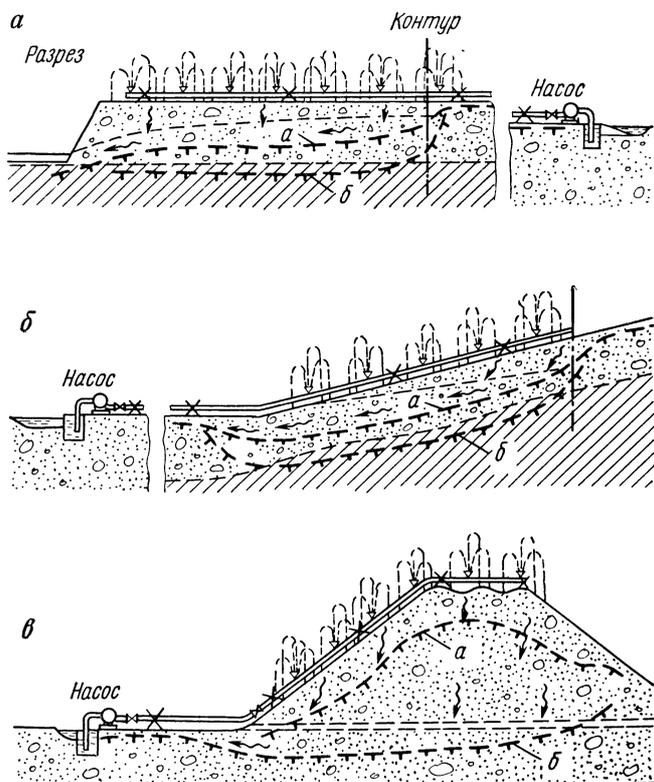


Рис. 6. Схема дождевально-дренажного оттаивания пород: а — на горизонтальном участке; б — на пологом склоне; в — на отвале пород, водопроницаемых в мерзлом состоянии

Во всех случаях для орошения применяются временные трубопроводы с дождевальными насадками или передвижные дождевальные машины в зависимости от размеров участка и условий водоснабжения (рис. 6). Проверка хода оттаивания породы по степени теплоотдачи воды требует измерения температуры поступающей на орошение и дренирующей воды четыре раза в сутки через одинаковые промежутки времени. Как только значение коэффициента теплоотдачи будет близко к нулю, оттаивание можно

считать законченным. Коэффициент теплоотдачи μ рассчитывается по формуле

$$\mu = \frac{T_t - T_d}{T_t}, \quad (8)$$

где T_t — среднесуточная температура поступающей воды, °С;

T_d — среднесуточная температура дренируемой воды, °С.

Сквозная фильтрация через мерзлые породы возможна в том случае, когда температуры их выше критической, указанной в табл. 12. Допустим, что пористость пород $\mu_n = 0,25$, содержание льда $\omega_1 = 160 \text{ кг/м}^3$. В табл. 12 для этих условий указана критическая температура $-10,7^\circ \text{С}$. Следовательно, если породы к началу дождевания на некоторой глубине имеют температуру выше $-10,7^\circ \text{С}$, то водопроницаемость сохраняется. Если же начальная температура пород ниже $-10,7^\circ \text{С}$ (например, -15°С), то в момент пропитывания их водой поры заполняются льдом и мерзлые породы становятся водонепроницаемыми.

Таблица 12

Критические температуры пород, при которых насыщение водой исключает водопроницаемость

Содержание льда, кг/м ³	Пористость пород				
	0,22	0,25	0,30	0,35	0,40
	Фактическая температура, °С				
80	-20,4	—	—	—	—
100	-16,6	—	—	—	—
120	-13,0	-18,1	—	—	—
140	-9,5	-14,3	—	—	—
160	-6,0	-10,7	-19,1	—	—
200	—	-4,0	-11,6	-19,2	—
250	—	—	-3,1	-10,9	-19,5

Пористость пород определяется по их объемной массе в мерзлом состоянии (γ_0 , кг/м³), влажности ω_2 (в долях единицы) и удельной массе γ_n по формуле

$$\mu_n = \left[1 - \frac{\gamma_0}{\gamma_n (1 + \omega_2)} \right]. \quad (9)$$

Сопоставляя объем льда в 1 м³ породы $V_{л1} = 0,00109 \omega_1$ с объемом пор μ_n можно установить, имеются ли в мерзлой породе открытые поры (при $V_{л1} < n$) или их нет (при $V_{л1} \geq n$). Содержание льда в 1 м³ породы рассчитывают исходя из определенной весовой влажности ω_1 по формуле

$$\omega_1 = \gamma_0 \left(\frac{\omega_2}{1 + \omega_2} \right). \quad (10)$$

Продолжительность оттаивания пород, не насыщенных льдом, водопроницаемых в мерзлом состоянии, можно определить по формуле

$$\tau_1 = \frac{G_{II} h_{II}}{\mu T_1 \rho_1}, \quad (11)$$

где τ_1 — продолжительность действия нисходящего фильтрационного потока, питаемого дождевальным орошением, сутки;
 G_{II} — затраты теплоты на оттаивание и повышение температуры пород, мккал/м³;
 h_{II} — мощность (наибольшая) слоя проницаемых мерзлых пород, м;
 μ — коэффициент теплоотдачи воды (см. табл. 14);
 T_1 — температура воды, поступающей для дождевального орошения, с поправкой на нагревание, °С;
 ρ_1 — расход воды на дождевальное орошение (норма полива), м³/сутки на 1 м².

При составлении такого расчета учитываются затраты тепла на оттаивание, содержание тепла в воде, профильтровавшейся через поверхностный слой породы (табл. 13), и коэффициент теплоотдачи воды во время ее взаимодействия с мерзлыми породами (табл. 14).

Таблица 13

Затраты тепла на оттаивание и отогрев пород, мккал/м³

Влажность, %	Содержание льда, кг/м ³	От -0° С до			От -5° С до			От -10° С до		
		+0°	+5°	+10°	+0°	+5°	+10°	+0°	+5°	+10°
0	0	0	2	4	2	4	6	4	6	8
5	95	8	10	13	10	12	15	11	14	17
10	180	15	18	21	17	20	23	19	22	25
15	260	21	24	27	24	26	30	26	29	32
20	330	27	30	33	29	33	36	32	36	39
25	400	33	37	40	35	39	42	38	42	45

Коэффициент теплоотдачи в отвалах рыхлого глыбового сложения с крупными ледяными включениями равен 0,6—0,8; в галечно-гравелистых породах естественной структуры, насыщенных льдом, при фильтрации воды только в талом слое — 0,3—0,4. При ежедневной послышной срезке талых пород и дождевальном орошении мерзлого слоя их коэффициент теплоотдачи воды близок к 0,8.

Норму полива ρ_1 , т. е. расход воды м³/м² в сутки, при дождевальном орошении задают исходя из двух условий:

норма полива не должна превышать предельной величины, обусловленной заиливанием пород, зависящей от коэффициента

Ориентировочные значения коэффициента теплоотдачи
и фильтрационного потока

Проницаемость мерзлых пород	Условия фильтрации			
	длина пути, м	уклон (средний)	глубина дренирования	коэффициент теплоотдачи
Проницаемые	< 40	> 0,1	Полная	0,80
То же	~ 40	~ 0,1	Неполная	0,60
”	~ 40	~ 0,1	Полная	0,70
”	< 40	< 0,1	Неполная	0,55
Непроницаемые	30—40	0,1	Полная	0,20
То же	30—40	0,1	Неполная	0,17
”	40—60	0,1	Полная	0,30
”	40—60	0,1	Неполная	0,25
”	30—40	0,02	Полная	0,35
”	30—40	0,02	Неполная	0,32
”	30—40	0,05	Неполная	0,15
”	40—60	0,05	Полная	0,20

фильтрации. Эта предельная величина определяется по эмпирической формуле

$$\rho_1 = 1,5 \sqrt{\frac{k_{\phi}}{100}}, \quad (12)$$

где 1,5 и 100 — эмпирические коэффициенты;

норма полива должна быть сообразована с мощностью талого слоя, а также с длиной и разностью уровней фильтрационного потока.

Ориентировочный расчет нормы полива может быть произведен по формуле

$$\rho_1 = k_{\phi} \sqrt{\frac{h_p}{L_{др}}}, \quad (13)$$

где k_{ϕ} — коэффициент фильтрации, м/сутки;

h_p — разность высотных отметок между поверхностью у контура полигона оттайки и уровнем выхода воды в дренирующую выработку, м;

$L_{др}$ — расстояние от дренирующей выработки до контура полигона, т. е. ширина полосы дождевального орошения, м.

Формулу (13) следует применять на полигонах с общим уклоном поверхности менее 0,1. При уклонах поверхности более 0,1 предельный расход ориентировочно определяется из выражения

$$\rho_2 = \frac{k_{\phi} i h_m}{L_{др}}, \quad (14)$$

где h_m — мощность талого слоя (средняя), м;

i — уклон поверхности полигона.

Повышение температуры воды за счет атмосферного и радиационного тепла, происходящее при дождевальном орошении с нормой полива от 0,5 до 5 м³/сутки (если используется речная вода), рассчитывают по формуле

$$\varepsilon_T = \frac{C_T}{C_y \rho_1}, \quad (15)$$

где ε_T — повышение температуры (поправка к температуре речной воды, поступающей в разбрызгиватели), °С;

C_T — теплосъем из атмосферы и верхнего слоя пород которого во второй половине мая — 3, в июне — 4, в июле — 1,5 и в первой декаде сентября — 0,1), мккал/м² в сутки;

C_y — удельная объемная теплоемкость воды, мккал/м³·°С.

Производительность Q_n насосной установки (м³/сутки) определяется по формуле

$$Q_n = \rho_1 \cdot P_d, \quad (16)$$

где P_d — площадь одновременного дождевального орошения, м².

Если общая площадь полигона оттайки не может быть подвергнута орошению одновременно из-за недостатка воды или недостаточной производительности насосной установки, отдельные участки должны подвергаться орошению поочередно [14, 29].

При послойном орошении мощность слоя пород, оттаявших за сутки, принимается (м): в мае (вторая половина) — 0,15, в июне — 0,30, в июле — 0,35, в августе — 0,25, в сентябре — 0,18.

Пример расчета: требуется оттаять участок шириной 33 м и длиной 300 м, прилегающий к открытому разрезу глубиной более 5 м. Мощность слоя мерзлых пород, подлежащих оттаиванию, 5 м. Объем породы 50 000 м³. Оттаивание производится в июне. Галечно-гравелистые породы имеют следующие показатели: весовая льдистость $\omega_1 = 10\%$; объемная масса $\gamma_0 = 1900$ кг/м³; коэффициент фильтрации $k_{\phi} = 150$ м/сутки; температура мерзлых пород $T_m = -4^\circ\text{C}$. Определяем условия фильтрации. С этой целью рассчитываем:

содержание льда — по формуле (10)

$$\omega_1 = 1900 \frac{0,12}{1 + 0,12} = 204 \text{ кг/м}^3;$$

пористость — по формуле (9)

$$\mu_n = 1 - \frac{1900 - 204}{2700} = 0,37.$$

Выясняем, заполнены ли поры мерзлой породы льдом. Для этого вычисляем объем льда $V_{\text{л}}$ на 1 м³ породы:

$$V_{\text{л}} = 0,00109 \cdot 204 = 0,223 \text{ м}^3.$$

Объем пор (пористость) значительно больше 0,37. Следовательно, поры мерзлой породы не заполнены льдом и возможна фильтрация через них. Исходя из значений $\omega_1=204$ кг/м³, $\mu_p=0,37$, по табл. 12 находим, что порода при начальной температуре $T_m=-4^\circ\text{C}$ проницаема для воды. По табл. 14 для данных условий находим коэффициент теплоотдачи воды (проницаемые мерзлые породы, полный дренаж) $\mu=0,7$.

Далее определяем норму полива по двум условиям:
по первому условию [формула (12)]

$$\rho_1=1,5(150:100)^2=3,38 \text{ м}^3/\text{м}^2 \text{ в сутки,}$$

по второму условию [формула (13)]

$$\rho_1=150(4:33)^2=2,2 \text{ м}^3/\text{м}^2 \text{ в сутки.}$$

Следовательно, норма полива ограничена по второму условию величиной $2,2 \text{ м}^3/\text{м}^2$ в сутки.

Определяем температуру воды. В июне вода поступает из реки, судя по гидрогеологическим наблюдениям, с температурой $+5,0^\circ\text{C}$. Поправка на нагревание при дождевальном орошении согласно формуле (15) равна (при $C_T=4,0$) $\epsilon_T=4,0:2,4=1,7^\circ\text{C}$. Температура воды с поправкой, таким образом, определится $5,0+1,7=6,7^\circ\text{C}$.

Наконец, вычисляем продолжительность оттаивания по формуле (11). Предварительно по табл. 13 находим затраты теплоты на оттаивание пород с начальной температурой -4°C и весовой влажностью (льдиностью) 12%. Результат — $23 \text{ мгкал}/\text{м}^3$. Подставив эти значения в формулу (11), получим:

$$\tau_1=(23 \cdot 5):(0,7 \cdot 6,7 \cdot 2,2)=12 \text{ суток.}$$

Остается подобрать оборудование насосной установки и определить размеры сети труб на полигоне: площадь полигона равна $10\,000 \text{ м}^2$, в связи с чем производительность Q_n насосной станции для одновременного орошения всей площади составит

$$Q_n=2,2 \cdot 10\,000=22\,000 \text{ м}^3/\text{сутки, или } 920 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Ввиду того, что срок орошения сравнительно короток (12 суток), целесообразно провести оттаивание в две очереди — в течение 24 суток. Тогда производительность насосной станции должна быть $920:2=460 \text{ м}^3/\text{ч}$. Подбираем действующий насосный агрегат марки 8-НДВ производительностью $500 \text{ м}^3/\text{ч}$ при напоре 39 м. Мощность двигателя 75 кВт. Диаметр нагнетательного трубопровода (магистраль) — 200 мм.

Для производства работ необходимо следующее оборудование: насосные агрегаты 8-НДВ с электродвигателем мощностью 75 кВт и пусковой аппаратурой — 2 шт.; трубы диаметром 200 мм — 240 м; трубы диаметром 100 мм — 1200 м; оросительные головки (насадки) — 50 шт.; трубы диаметром 12,5 мм — 140 м; трубы диаметром 32 мм — 40 м; задвижки диаметром 200 мм — 2 шт.;

завдвижки диаметром 100 мм — 25 шт.; фланцы диаметром 200 мм и 100 мм — 150 шт.

Определим данные для расчета стоимости оттаивания.

Расход электроэнергии за 24 суток (по 75 кВт) равен 43 000 кВт·ч при стоимости 1 кВт·ч 0,065 руб. Стоимость электроэнергии равна 2795 руб.

Затраты труда: моторист насоса, он же наблюдатель за действием оросительных головок, работает 24 дня во время действия насоса и 8 дней в период монтажа и переноски труб. Всего в три смены — 94 чел-дня; монтажники на доставке и установке насосного и трубопроводного оборудования, переноске сети труб на вторую половину полигона, на электротехнических работах — 48 чел-дней; буровые рабочие на бурении контрольных скважин (девять скважин по 6 м) и перевозке станка — 8 чел-дней; контролер оттаивания (1 человек) на замерах температуры — 26 чел-дней.

Всего трудовых затрат — 178 чел-дней, при этом производительность труда составит $50\,000 : 178 = 280$ м³/чел-день.

Стоимость (при зарплате на 1 чел-день 10,5 руб.) равна $178 \cdot 10,5 = 1869$ руб. Остальные виды затрат приняты ориентировочно.

Сводные затраты для определения общей стоимости оттаивания полигона с объемом пород 50 000 м³ составят (в руб.): зарплата — 1869, электроэнергия — 2795, материалы — 1150, амортизация — 276, услуги транспорта — 150, цеховые расходы — 1052, итого — 7292. При этом себестоимость оттаивания 1 м³ пород в данном случае равна $7292 : 50\,000 = 0,146$ руб.

3. Напорно-фильтрационное оттаивание мерзлых пород происходит за счет напорной воды, которую закачивают из водоемов (реки, озера, пруда) в пустотелые иглы диаметром 34 и 42 мм с перфорированным наконечником (рис. 7). Вода, фильтруясь в направлении уклонов, отдает часть своего тепла мерзлым породам. Охлажденная вода восходящего фильтрационного потока выходит на поверхность или фильтруется в сторону по верхнему талому слою. Продолжительность действия отдельной иглы до слияния смежных цилиндрических таликов может составлять от нескольких суток до месяца и более [27, 33].

Организация работ по игловой гидрооттайке предусматривает: удаление мохо-торфяного покрова, проведение канав для стока воды, строительство гидротехнических сооружений (дамб, перемычек, шлюзов-регуляторов), создание прудов-нагревателей; монтаж насосных станций и системы водоснабжения (магистральных и распределительных трубопроводов).

Наиболее сложной частью комплекса подготовительных работ является погружение игл в мерзлый массив породы, которое начинают обычно с появлением непрерывного поверхностного стока при положительных температурах воздуха, т. е. в начале летнего сезона. Но иногда погружение игл производят в зимний период,

тогда с появлением поверхностного стока и пуском системы водоснабжения требуется лишь первичный отогрев ранее установленных игл.

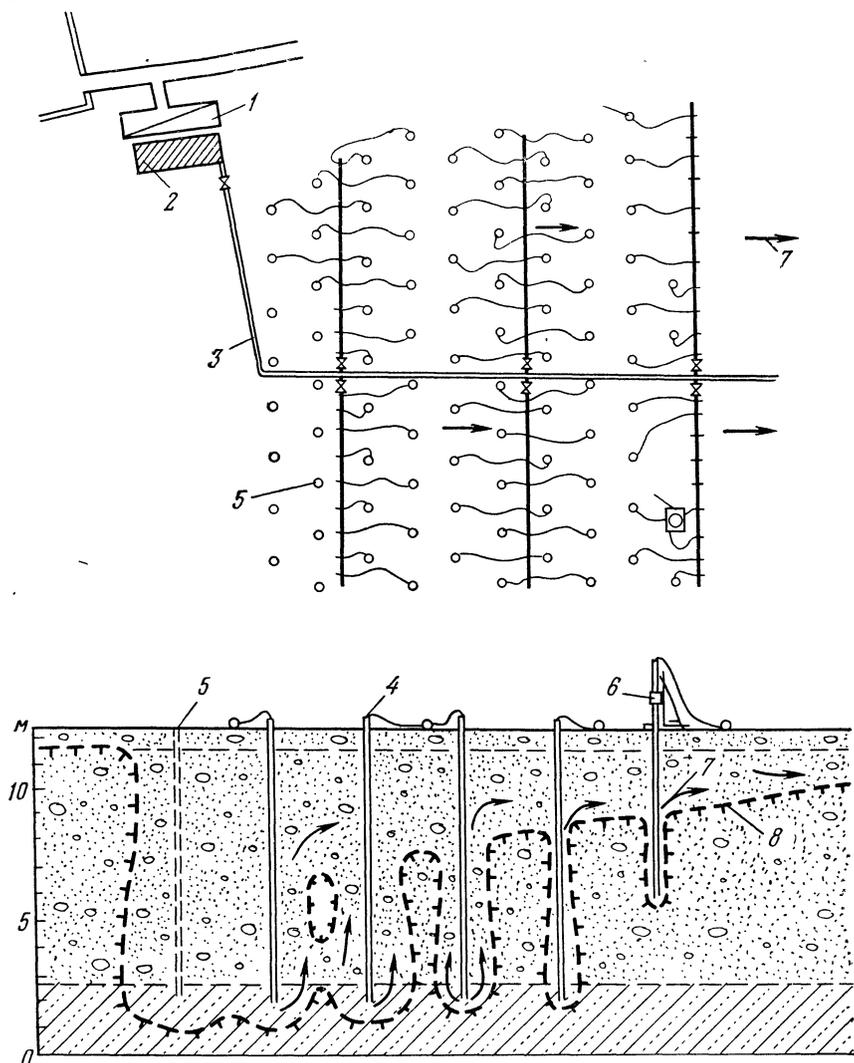


Рис. 7. Общая схема игольной гидрооттайки:

1 — отстойник; 2 — насосная станция; 3 — трубопровод; 4 — действующая игла; 5 — место извлеченной иглы; 6 — буровой станок; 7 — направление фильтрационного стока нагнетаемой воды с участка; 8 — граница мерзлых пород

Механизмом для погружения игл в мерзлые породы служат буровые станки вращательного, вибровращательного или ударно-вращательного действия с промывкой забоя водой (табл. 15).

Техническая характеристика буровых станков, применяемых для погружения гидрогг

Показатели	БГСГ-2	ВУД-1	ВУД-1С*	СВВ-1У
Размеры, м:				
длина	2,2	4,5	4,5	5,0
ширина	1,31	2,38	2,38	2,38
Высота:				
максимальная	3,94	7,0	7,0	9,50
минимальная	1,95	4,0	4,0	4,0
Диаметр скважин, мм	45	45	45	50
Глубина бурения, м	15	15	15	50
Диаметр игловой трубы, мм	34	34	34	42
Способ бурения	Вращательный	Вращательно-ударный	Вибровращательный	
Вертикальный ход буровой каретки с зажатой иглой, мм	650	4300	4000	2000
Производительность станка за 7-ч смену, м	110—120	130—140	120—150	150—180
Механизм передвижения станка	Шагающий		Гусеничный	
Скорость передвижения, км/ч	0,18	1,65	1,65	1,65
Установленная мощность электродвигателей, кВт	11,5	37	44	71
Наибольшая потребляемая мощность, кВт	8,7	22	22	33,5
Масса станка, кг	1290	13 000	13 000	13 500

* Станок ВУД-1С работает с кареткой вибровращательного действия СДВВ-1.

На больших полигонах иглы располагают на определенной полосе, которая постепенно в течение теплого сезона перемещается по направлению фронта оттаивания. На дражных полигонах число одновременно действующих игл достигает 2—3 тыс., число точек установки за сезон—5—6 тыс. и объем буровых работ—40—50 тыс. м. Продолжительность сезона игловой гидрооттайки составляет на приисках центральных районов Магаданской области 100—110 суток, в континентальных районах Чукотки—80—90 и в Заполярье (побережье Восточно-Сибирского и Чукотского морей)—60—70 суток.

В результате заметных различий в мерзлотно-геологических условиях полигонов параметры игловой гидрооттайки должны быть разными. В частности, на приисках Чукотки, в связи

с необходимостью наибольшего времени отстоя гидроигл и самого короткого сезона гидрооттайки, количество одновременно действующих игл должно быть максимальным, приближаясь к общему числу точек погружения. Для этого потребуется парк буровых станков, способный обеспечить погружение не менее 1000 м гидроигл за сутки на каждые 500 тыс. м³ оттаиваемых горных пород.

Иглы на полигоне располагают по сетке равносторонних треугольников (в шахматном порядке) с шагом в ряду l_u и расстоянием между рядами, равным $0,87 l_u$ (рис. 8), при этом объем породы, оттаиваемый одной иглой, определяется по формуле.

$$V_{иг} = 0,87 l_u^2 I_0 \quad (17)$$

где I_0 — глубина погружения иглы в толщу мерзлых пород, м. Шаг расстановки игл задается в зависимости от состава пород, содержания в них льда, глубины погружения и допустимой продолжительности их действия (табл. 16).

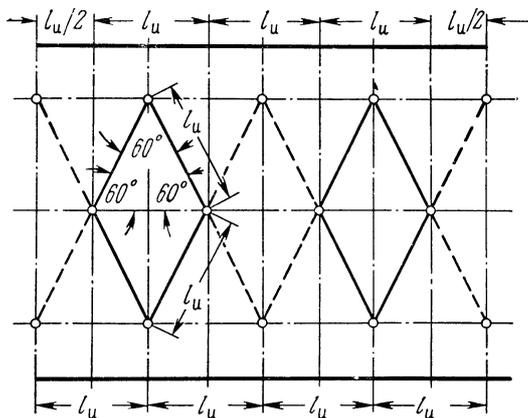


Рис. 8. Нормальная схема расположения гидроигл, l_u — шаг иглы (расстояние в ряду), обычно 3—5 м

Рекомендуемые значения шага l_u , м

Таблица 16

Глубина погружения игл, м		Глинистые (связанные) породы			Галечные, гравийные, песчаные (несвязанные) породы		
От	До	Минимальный	Оптимальные	Максимальный	Минимальный	Оптимальный	Максимальный
2,5	4,0	1,5	2,5	3,0	2,0	3,0	4,0
4,5	7,0	2,0	3,0	4,0	2,5	4,0	5,0
8,0	11,0	2,5	4,0	5,3	3,5	4,5	6,4
12,0	17,0	3,5	5,3	6,4	5,3	6,4	9,0
18,0	29,0	5,3	7,0	9,0	6,4	9,0	13,0
30,0	45,0	6,4	10,0	15,0	9,0	12,0	16,0

В течение теплого сезона целесообразно устанавливать разные значения шага по декадам или полумесячным периодам, различающимся по температуре нагнетаемой воды. С целью снижения трудоемкости буровых работ по погружению игл на каждом участке оттаивания следует избирать предельно большой для данных условий шаг. Чем выше температура воды, тем больше суточная производительность иглы и тем больший может быть шаг их расстановки.

Выбирая шаг расстановки игл, необходимо учитывать также производственные условия. Если на небольшом участке вскрышных работ требуется в минимальные сроки оттаять мерзлые породы для обеспечения работы землеройных машин, необходимо принимать минимальные значения шага (см. табл. 16). Там же, где имеется резерв во времени для подготовки участка, следует принимать максимальные значения $l_{и}$.

Расход воды через иглу — функция расстояния между смежными иглами $l_{и}$, глубины оттаивания H_0 , напора в разводящей сети $H_{н}$, коэффициента фильтрации пород $k_{ф}$ и коэффициента гидравлического сопротивления иглы λ_c . Значения предельного расхода в зависимости от внутреннего диаметра игловых труб при диаметре 20 мм — 2,5 м³/ч, 23 мм — 2,9 м³/ч, 34 мм — 4 м³/ч и 42 мм — 5 м³/ч. Расход воды через иглу зависит от состава пород и глубины оттаивания, который характеризуется табл. 17.

Таблица 17

Допустимые значения расхода воды через иглу [14]

Состав оттаиваемых пород	Коэффициент фильтрации, м/сутки	Расход воды, м ³ /ч, при глубине погружения игл, м			
		4	8	12	20
Суглинки и супеси пылеватые, однородные или с гравием, дрсевой, галькой	< 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

Иглое оттаивание следует начинать весной, после перехода среднесуточных температур воды через +1°С, а осенью заканчивать при ее понижении до +2°С. При выборе и увязке значений расхода воды через иглу, шага и срока действия в указанных пределах можно определить:

1. Общее число точек погружения игл на участке россыпи, подлежащем оттаиванию, $N_{общ}$ по формуле

$$N_{общ} = \frac{1,15\Pi}{l_{и}^2}, \quad (18)$$

где Π — площадь полигона, м²;

$l_{и}$ — шаг иглы, м.

2. Необходимое количество тепла для оттаивания 1 м³ мерзлых пород укрупненно можно определить по формуле

$$C_{\Delta} = C_{м}T_{м} + 0,08\omega_1 + C_{т}T_{т}, \quad (19)$$

где C_{Δ} — расход тепла для оттаивания 1 м³ породы;

ω_1 — содержание льда в породе, кг/м³;

0,08 — удельная теплота плавления льда, Мкал/кг;

C_M, C_T — соответственно теплоемкость 1 м³ талых (0,6) и мерзлых (0,5) пород, Мкал;

T_M, T_T — температура мерзлых и талых пород, °С.

3. Время выстойки игл $\tau_{и}$ для полного оттаивания пород на полигоне определяется по формуле

$$\tau_{и} = \frac{C_{\Delta} V_{иг}}{C_B \rho_3 \lambda_T T_B}, \quad (20)$$

где C_B — теплоемкость воды — 1 Мкал/м³ · °С;

λ_T — коэффициент использования тепла (0,3—0,4);

T_B — температура воды, нагнетаемой в иглу, °С;

ρ_3 — средний расход воды через иглу, м³/ч;

$V_{иг}$ — объем породы, оттаиваемой одной иглой при заданном шаге, м³.

4. Число одновременно работающих игл на полигоне $N_{и}$ определяется в зависимости от общего допустимого времени оттаивания:

$$N_{и} = \frac{\tau_{и} N_{общ}}{\tau_{общ} - \tau_{и}}, \quad (21)$$

где $\tau_{и}$ — время выстойки иглы, сутки;

$\tau_{общ}$ — продолжительность оттаивания, ч.

5. Общие затраты воды на оттаивание участка россыпи

$$\rho_B = \rho_3 N_{общ} (\tau_{общ} - \tau_{и}), \text{ м}^3. \quad (22)$$

6. Общая стоимость оттаивания полигона без подготовительных работ $S_{от}$ определится как сумма по элементам затрат $S_{бур} + S_{вод}$, которые определяются по формулам

$$S_{бур} = N_{общ} h_M \left(c_1 + \frac{S_{ам}}{Q_{ст} (\tau_{общ} - \tau_{и})} \right); \quad (23)$$

$$S_{вод} = S_{общ} \rho_B, \quad (24)$$

где h_M — мощность оттаиваемого слоя, м;

c_1 — себестоимость 1 м буровых работ по посадке игл, руб.;

$S_{ам}$ — амортизация и ремонт бурового агрегата за год, руб.;

$S_{бур}$ — общие затраты по погружению гидроигл, руб.;

$Q_{ст}$ — средняя производительность бурового станка, м/ч;

$S_{вод}$ — стоимость нагнетания воды в действующие иглы, руб.;

$S_{общ}$ — стоимость водоснабжения, включая все расходы по насосной, монтажу и демонтажу труб и т. д., руб/м³.

Проектируя оттаивание, следует иметь в виду, что наиболее полная теплоотдача нагнетаемой воды достигается при малых расходах на иглу и продолжительных сроках ее действия. Однако при этом уменьшается производительность иглы, т. е. объем породы, оттаиваемой за сутки под влиянием иглы. Производительность

иглы $Q_{игл}$, средняя за период ее действия $\tau_{и}$ (в сутках), определяется по формуле

$$Q_{игл} = \frac{0,87 l_{и}^2 h_{м}}{\tau_{и}}, \text{ м}^3/\text{сутки}. \quad (25)$$

Расчеты, выполненные по формуле (25) для гравийно-галечных пород с $h_{м}=9$ м, $\omega_1=250$ кг/м³ и $\lambda'_{и}=0,4$ при $\rho_1=1,2$ м³/ч (I) и $\rho_3=1,8$ м³/ч (II), сведены в график (рис. 9). Повышение эффективности игловой гидрооттайки достигается в основном за счет увеличения шага расстановки гидроигл, уменьшения потерь напора в системе водоснабжения и в самой игле. Последнее достигается при применении комплекта унифицированного оборудования гидрооттайки ОВГ-II-3×350, а также переходом на гидроиглы 42×7 мм. Иглы большого диаметра позволяют увеличить шаг расстановки и уменьшить время отстоя. Сравнительный расчет гидроотаивания с использованием игл $\varnothing 34$ мм (I вариант) и $\varnothing 42$ мм (II вариант) приведен в табл. 18.

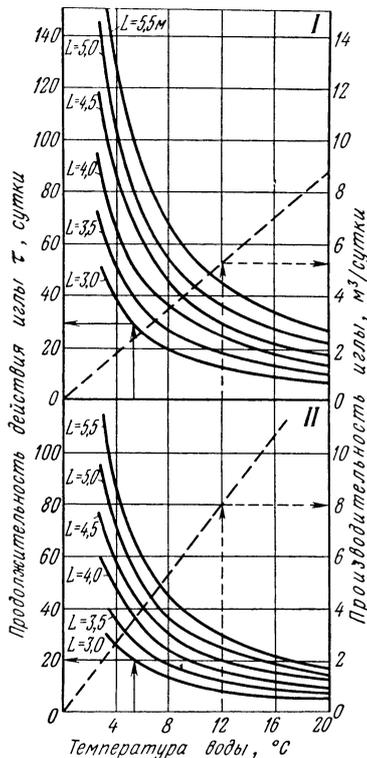


Рис. 9. Изменение среднесуточной производительности иглы и продолжительности ее действия при разном шаге в зависимости от температуры нагнетаемой воды

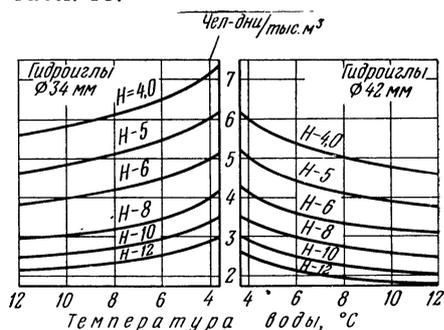


Рис. 10. Изменение трудоемкости иглового гидроотаивания мерзлых пород в зависимости от температуры нагнетаемой воды и глубины погружения игл

Расчетная трудоемкость игловой гидрооттайки мерзлых пород на полигонах раздельной добычи в условиях Ягоднинского района Магаданской области в чел-днях на 1000 м³ приведена на рис. 10, из которого видно, что трудоемкость значительно снижается с увеличением глубины оттаивания и температуры нагнетаемой воды. Применение унифицированного комплекта оборудования ОВГ-II-3×350 позволяет (II вариант) снизить трудоемкость до

Расчетные данные по сравниваемым вариантам

Показатели	I вариант *					II вариант				
	Мощность торфов (глубина оттаивания), м									
	4	6	8	10	12	4	6	8	10	12
Объем оттаивания, тыс. м ³	80	120	160	200	240	80	120	160	200	240
Шаг установки гидроргл, м	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	3,3	3,8	4,4	5,0	5,5
Число точек установки гидроргл, шт.	2 550	1 850	1 442	1 140	920	2110	1590	1190	920	760
Бурение скважин, м	11 550	11 000	10 700	10 600	10 500	9700	9500	9400	9300	9200
Продолжительность оттаивания, ч:										
(при температуре воды) 4° С	318	515	885	1 320	1 570	250	410	795	1240	1500
„ 6° С	230	346	608	1 010	1 290	180	315	610	925	1120
„ 8° С	170	275	460	730	980	140	240	415	660	890
„ 10° С	150	238	380	595	790	90	175	335	560	780
„ 12° С	120	200	325	480	638	80	140	275	450	625

* Себестоимость 1 м³ оттаивания изменяется в зависимости от мощности торфов и температуры воды от 0,18 до 0,55 руб.

2 чел-дней на 1000 м³ оттаивания. При этом установлено, что повышение температуры воды с 4° С до 12° С дает снижение себестоимости оттайки на 24—22%, а при увеличении глубины оттайки с 4 до 12 м, резко возрастает шаг расстановки игл, что дает больший выход оттаявшей породы с 1 м гидроигл, и себестоимость 1 м³ при этом снижается в 1,9—2,4 раза.

Применение унифицированного оборудования (вариант II) дает снижение стоимости оттайки против действующего (вариант I) на 10—12%. Наиболее экономически целесообразно применять игловую гидрооттайку при мощности торфов свыше 6 м.

Глава II

МЕХАНИЧЕСКОЕ РЫХЛЕНИЕ ТРУДНОРАЗРАБАТЫВАЕМЫХ ТАЛЫХ И МЕРЗЛЫХ ПОРОД

§ 1. Подготовка горных пород к выемке с помощью буровзрывных работ

На приисках Северо-Востока разработку россыпных месторождений с применением взрывчатых материалов начали применять в 1935 г. Рыхление массива осуществлялось методом минных шурфов, рукавов и накладных зарядов. С 1944 г. стали применять скважинный и шпуровой методы, для чего использовали буровые станки ГП-1, ФМ-2, ДР-30, УСБ-60, БСА-2, ВУД-1 и перфораторы ПМ-508. Производительность труда при этом на вскрышных работах возросла с 18—20 до 100—120 м³/чел-день, а себестоимость зимней вскрыши торфов снизилась более чем в 2 раза [29, 73].

С начала 60-х годов на бурении вертикальных и горизонтальных взрывных скважин применяются станки ВУД-1М, ГБ-80, БМК-4, НКР-100м, БС-3 и др., характеристика которых приведена в табл. 19.

При помощи вертикальных и горизонтальных взрывных скважин Ø 62—150 мм рыхлят десятки млн. м³ породы. Затраты на рыхление занимают в общей стоимости вскрышных и подготовительных работ 40—50% и более. Поэтому систематизация существующих, изыскание и внедрение рациональных параметров буровзрывных работ на рыхлении, обеспечивающих снижение себестоимости подготовки пород к выемке, является первостепенной задачей.

Для решения этой задачи ВНИИ-1 изучил опыт организации буровзрывных работ на приисках Билибинского, Тенькинского, Сусуманского ГОКов (табл. 20) и исследовал методы рыхления мерзлых пород VI—IX категорий в различных горно-геологических и горнотехнических условиях вскрышных полигонов. За период опытных работ на приисках было пробурено и взорвано 10 000 м скважин. В качестве ВВ использовался аммонит 6ЖВ. Скважины

Характеристика буровых станков

Показатели	ВУД-1	ГБ-80	ВУД-1м	СДВВ-11	БКМ-4	НКР-100м	БС-3	СБС-2
	Диаметр скважины, мм							
	62	80	105	105	105	105	120	150
Размеры, мм:								
длина	4500	5600	4500	5000	2500	1300	3400	2700
ширина	2380	2600	2380	2380	600	600	2500	2100
высота:								
максимальная	7000	4500	7000	7000	400	650	7450	2700
минимальная	4000	900	4000	3600	—	—	4000	1500
Глубина бурения, м:								
вертикальных скважин	15	8	10	15	7	7	5	12
горизонтальных скважин	—	70	—	—	35	80	—	40
Осевое усилие, кгс	500	100	600	650	600	600	1310	800
Сменная производительность, м (смена семичасовая):								
при бурении вертикальных скважин	66—72	20—28	53—60	150—160	22—26	24—28	24—32	48—52
при бурении горизонтальных скважин	—	22—26	—	—	18—20	20—23	—	45—48
Диаметр буровых штанг, мм	46	63,5	63,5	70	89	63,5	116	89
Длина буровых штанг, мм	—	3000	1200	4000	960	1200	5500	1500
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	—	4	7	5,0	3,6	7	—	12
Число электродвигателей, шт.	3	—	3	5	1	1	2	2
Мощность электродвигателей, кВт:								
шпинделя	7	—	7	5,5	2,8	2,8	2,8	5,0
лебедки	4,5	—	4,5	4,5	—	—	—	—
ходовой части	28	—	28	22	—	—	20	14
Скорость передвижения станка, км/ч	2,25	—	2,25	1,65	—	—	2,5—9,6	1,8
Масса станка в рабочем положении, кг	11 510	900	11 510	11 900	230	235	11 000	4100

Показатели буро-взрывного рыхления мерзлых пород, достигнутые на приисках объединения «Северостокзолото»

Место выполнения работ	Категория пород	Мощность уступа, м	Расположение скважин	Диаметр скважин, мм	Основные параметры					
					Пробурено скважин, тыс. м	Объем рыхления, тыс. м ³	Выход горной массы, м ³ /м	Расстояние между рядами, м	Расстояние между скважинами, м	Расход ВВ, кг/м ³
Билибинский ГОК	VI—VII	3—3,2	Горизонтальное	80	8,4	64,6	7,7	—	2,95	0,51
	VII—VII	4,5—5,1	Вертикальное	80	8,23	38,3	4,66	2,84	2,05	0,79
	VII—VII	5,8—6,3	То же	105	12,42	103,3	8,34	4,5	2,3	0,70
	VII—VII	4,0—4,2	Горизонтальное	105	6,04	59,2	9,8	—	3,6	0,39
	VII—VII	5,0	Вертикальное	120	23,3	183,0	7,86	4,1	2,6	0,84
Сусуманский ГОК	VII—IX	3,6	То же	45	14,8	21,2	1,43	—	—	0,94
	VII—VIII	2,5	„	62	50,3	82,4	1,64	1,5	1,1	0,90
	VI—VII	3,5	„	110	36,2	108,7	3,0	1,6	1,9	0,91
Ягоднинский ГОК	VI—VII	3,2	Горизонтальное	105	1,98	15,0	7,6	—	2,9	0,50
	VII—IX	3,7	Вертикальное	105	17,7	122,8	6,94	3,0	2,5	0,71
	VII—VIII	2,2	То же	80	5,26	14,3	2,72	1,85	1,85	0,93
Тенькинский ГОК	VII—VIII	6,4	„	100	3,52	26,0	7,4	4,5	3,0	0,85
	VI—VIII	5,1	„	120	3,28	26,9	8,20	4,0	2,36	0,76

заполнялись ВВ в виде сплошных и рассредоточенных зарядов. Для скважин \varnothing 105 и 120 мм на месте изготовляли патроны длиной 0,3—0,6 м, \varnothing 80—90 мм. Рассредоточение зарядов вертикальных скважин производилось при помощи деревянных вставок, бумажных пробок или подвешиванием на прочном шнуре, горизонтальных — с помощью воздушных промежутков между патронами. Для предотвращения заглухания детонационной волны вдоль скважины прокладывались две нити детонирующего шнура. Устье скважины на длину 0,2—0,5 м заполнялось забоечным материалом, для чего использовалась буровая мелочь и речной песок. Взрывание 3—5 неглубоких скважин (до 5 м) производилось огневым способом. При большом количестве скважин и значительной их глубине применялся электрический способ с использованием электродетонаторов короткозамедленного действия с интервалами замедления 50, 100, 150 и 250 мс. Качество дробления породы определялось методом фотопламетрического подобию, разработанного институтом ЦНИГРИ.

Во время опытных работ вертикальными скважинами было отбито около 60 000 м³ горной массы. Качество дробления оценивали по выходу негабарита. Установлено, что степень измельчения породы в основном зависит от линии наименьшего сопротивления, категории пород, плотности заряжения и применяемых ВВ. При этом выяснено, что с увеличением плотности заряжения степень измельчения возрастает. При неизменной плотности заряжения степень измельчения остается постоянной. Это обстоятельство имеет большое практическое значение и позволяет оценивать качество разрыхленных пород в зависимости от линии наименьшего сопротивления, удельного расхода ВВ и мощности уступа. Средние значения фракций по опытным взрывам вертикальных скважин приведены в табл. 21.

Таблица 21

Средние значения фракции по опытным взрывам

Диаметр скважин, мм	Категория пород	Мощность уступа, м	Расход ВВ, кг/м ³	Выход дробленой породы, %					
				Крупность фракции, мм					
				до 200	200—400	400—600	600—800	800—1000	1000 и более
42	VIII	2,0	0,73	44,6	37,8	15,7	1,9	—	—
42	IX	2,5	0,73	41,6	43,3	10,7	3,3	—	—
105	VI	4,0	0,70	39,3	21,3	25,1	6,5	6,4	1,7
105	VII	3,0	0,72	32,8	33,4	14,0	11,4	5,4	3,0
105	VII	3,5	0,71	38,8	24,4	19,0	10,7	4,7	2,4
120	VI	2,5	0,96	42,8	18,0	21,7	8,1	8,3	1,1
120	VIII	5,0	0,82	25,3	26,4	19,4	14,3	12,7	1,9

Установлено, что при выборе наиболее рационального типа бурового станка необходимо учитывать диаметр бурового инстру-

мента и буровой комплекс. Например, производительность бурения коронками \varnothing 42 и 62 мм несколько выше, но зато выход взорванной горной массы с 1 м скважины значительно ниже. Так, на прииске «Широкий» заложение скважины глубиной 3,5 м (бурение погружными перфораторами) производится по сетке $3,5 \times 2$ м, что составляет 7 м^2 , а при бурении коронками \varnothing 62 мм — по сетке $1,8 \times 2,2$ м, или $4,0 \text{ м}^2$. Выход породы с 1 м скважины \varnothing 105 мм составил 6—6,5 м^3 , а при уступной системе разработки 8—9 м^3 . При диаметре же скважин 62 мм он не превысил 2,5—3 м^3 . Анализ показывает, что переход на бурение скважин увеличенного диаметра в условиях приисков, разрабатывающих вечномерзлые россыпи, экономически оправдан. Скважины малого диаметра приходится несколько раз простреливать для создания котлов под заряд ВВ; на это дополнительно расходуются материальные средства, время и усложняется организация работ. При бурении на эксплуатационном полигоне месторождения «Сагыл» станком ВУД-1 скважин \varnothing 62 мм и станком СДВВ-П скважин \varnothing 105 мм последний обеспечил в 3 раза большую производительность. Но решение только проблемы бурения, без увязки ее с организацией труда в общем комплексе вскрышных работ с новыми технологическими процессами, не может дать должной экономической эффективности.

Известно, что при массовых взрывах (без дополнительных плоскостей обнажений и большой площади взрываемого полигона) коэффициент использования скважин составляет 0,7—0,8. При уборке взорванной горной массы бульдозерами часть породы настолько уплотняется ими, что без дополнительного механического рыхления не поддается разработке, что еще больше снижает эффект взрыва. При уступной системе вскрыши этих недостатков не наблюдается.

1. Шпуровой способ рыхления пород

Для рыхления пород мелкошпуровыми зарядами шпуров бурят ручными перфораторами. Диаметр шпуров обычно составляет 42 мм. Расположение шпуров может быть вертикальное или горизонтальное (рис. 11). Глубина шпуров, расстояние между ними в ряду и между рядами зависит при вертикальном расположении от состава пород, подлежащих рыхлению, а при горизонтальном расположении — от мощности обуриваемого уступа.

При горизонтальном расположении шпуров обуривание забоя производится одним или двумя уступами. Высота каждого уступа не должна превышать 3,0—3,5 м. Если мощность торфов, подлежащих рыхлению, более 3,5 м, обуривание забоя должно производиться двумя уступами. Заряд ВВ (аммонит 6ЖВ), необходимый для рыхления пород VI—VIII категорий (коэффициент крепости по Протодьяконову $f=1,6 \div 2,0$), определили опытным путем, средние значения которого составляют, кг:

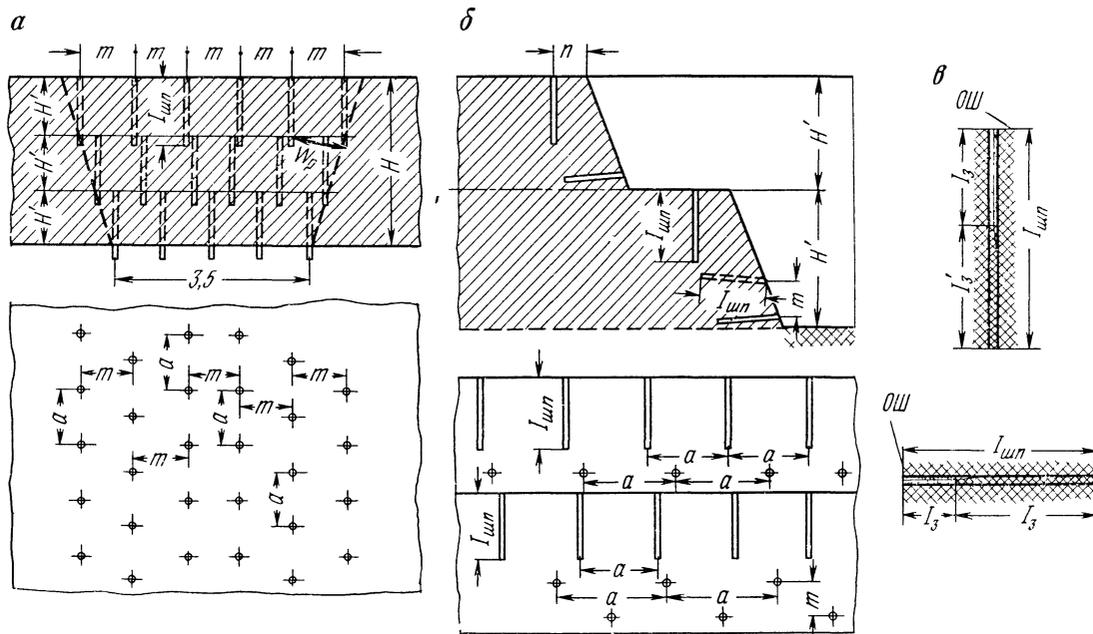


Рис. 11. Схемы расположения шпуров и конструкции зарядов:

a — расположение шпуров при проведении траншей; *б* — расположение шпуров при рыхлении пород по уступной системе разработки; *в* — конструкции зарядов

Основные параметры буро-взрывных работ при разработке мерзлых пород уступами

Показатели	Мощность уступа, м						
	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0
Высота рабочего уступа, м	2,0	2,5	3,0	3,5	2,0	2,0—2,5	2,5
Число рядов:							
вертикальных шпуров	1	1	1	1	2	2	2
горизонтальных шпуров	1	2	2	2	2	4	4
Расстояние от бровки до первого ряда вертикальных шпуров, м	0,6	0,6	0,6	0,6	0,5	0,5	0,5
Длина шпуров, м:							
вертикальных	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25
горизонтальных	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Расстояние между рядами, м	—	0,4—0,6	0,6—0,7	0,7—0,9	—	0,4—0,6	0,6—0,7
Расстояние между шпурами, м:							
вертикальными	1,5	1,5	1,5	1,5	1,4	1,4	1,4
горизонтальными	1,7	2,3	1,6	1,3	1,8	1,8—2,3	2,3
К. и. ш:							
вертикальных шпуров	0,83	0,83	0,83	0,83	0,83	0,83	0,83
горизонтальных шпуров	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,72	0,72	0,71	0,71	0,71	0,72	0,72
Выход горной массы с 1 м шпура, м ³	1,17	1,21	1,24	1,26	1,17	1,19	1,21

Основные параметры буро-взрывных работ при проведении траншей

Показатели	Глубина траншеи, м						
	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0
Число слоев выемки	2	3	3	4	4	5	5
Мощность слоя выемки, м	1,0	0,8—0,9	1,0	0,9—0,8	1,0	0,9	1,0
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	0,9—1,0	1,0—1,2	0,9—1,0	1,0—1,2	0,9—1,0	1,0—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/м ³	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
Выход горной массы с 1 м шпура, м ³	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

	При проведении траншей	При рыхлении
вертикальных шпуров	1,03	0,95
горизонтальных шпуров	—	1,0

В связи с чем удельный расход ВВ на 1 м³ рыхления определяется при: проведении траншей для создания уступов $q_T = 0,5 \div 0,7 \sqrt{f}$; рыхлении пород вскрыши $q_P = 0,4 \div 0,6 \sqrt{f}$. Оптимальные показатели рыхления пород при различных параметрах уступа шпуровыми зарядами приведены в табл. 22 и 23.

2. Рыхление пород при помощи вертикальных скважин

Работа землеройных машин прежде всего зависит от организации буро-взрывных работ. Наличие большого количества негабарита после взрыва, «порогов» в надпесковой или приплотиковой части, чрезмерная ширина развала взорванной горной массы неизбежно снижают производительность машин, удорожают себестоимость вскрышных работ. Условия повышения эффективности буро-взрывного рыхления: максимальное использование станков за счет устранения непроизводительных простоев; лучшая подготовка рабочего места; своевременное выполнение вспомогательных операций; тщательная подготовка и выполнение взрывных работ.

В общий комплекс работ по подготовке пород к выемке скважинным методом входят: бурение скважин; заряджение и взрывание скважин; выемка (уборка) взорванной горной массы. Перечисленные операции, составляющие полный цикл, могут выполняться последовательно и параллельно. Преимущественно применяется параллельное выполнение операций, кроме взрывания, которое не может быть совместимо с другими операциями на полигоне.

На приисках наибольшее распространение получило однорядное взрывание скважин (рис. 12). Многорядное взрывание применяют при использовании на выемке пород мощных экскаваторов, требующих значительного запаса взорванной горной массы. При многорядном взрывании скважины располагают в шахматном порядке, так чтобы их устья находились примерно в вершинах равносторонних треугольников. Расстояние между рядами скважин меньше на 10—15%, чем расстояние между скважинами в ряду. Применение перебура при нормальном сопротивлении по подошве исключает образование «порогов» при взрывах. Поэтому глубину перебура h_{π} устанавливают исходя из следующей зависимости: $h_{\pi} = (0,12 \div 0,22) H$. Размеры забойки зависят от метода взрывных работ и обычно составляют: при котловых зарядах — от 0,6 до 0,8 длины скважины; при колонковых зарядах — от 0,4 до 0,6 л.н.с.

Расстояние от верхней бровки уступа до устья первого ряда скважин n должно быть таким, чтобы отношение мощности к линии наименьшего сопротивления $\frac{H}{W_p}$ было равно: при диаметре

скважин 62 и 80 мм — 0,2 ÷ 0,5; при диаметре скважин 105 и 150 мм — 0,5—0,8.

Величину зарядов $\Theta_{в.с}$ вертикальных скважин всех диаметров можно рассчитать по условию каждого предприятия при известном удельном расходе ВВ $q'_в$ для скважины первого ряда по формуле

$$\Theta_{в.с} = q'_в W_p a H = q'_в H^3 \rho_k, \quad (26)$$

где $q'_в$ — удельный расход ВВ, кг/м³;

a — расстояние между скважинами в ряду, м;

H — высота уступа, м;

ρ_k — расчетный коэффициент для учета свойств взрывной породы, числовое значение которого по опытным данным для аммонита 6ЖВ составляет: при $H=2$ м — 0,78; $H=3$ м — 0,58; $H=4$ м — 0,48 и $H=5$ м — 0,37.

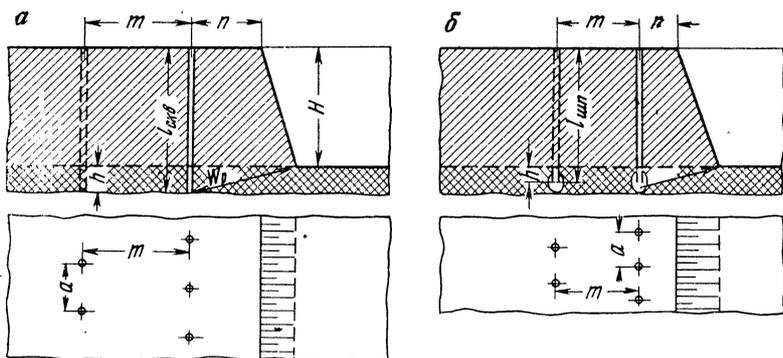


Рис. 12. Схемы расположения скважин при разработке пород уступами:

a — без прострелки скважин; b — с прострелкой скважин зарядами ВВ

Оптимальные параметры взрывного рыхления пород VI—VII категорий, рассчитанные по опытным данным для различных диаметров скважин, приведены в табл. 24.

При котловых зарядах (рис. 12, б) количество ВВ, намечаемого к помещению в котел каждой скважины, для основного взрыва можно определить по формуле

$$\Theta_k = q'_в W_p^2, \quad (27)$$

где W_p^2 — расчетная линия сопротивления в метрах, принимаемая от 0,6 до 0,8 высоты уступа H .

Рассчитанная по формуле (27) величина заряда уточняется опытным путем в процессе производства работ.

Количество простреливаний скважины и величину заряда для каждого простреливания обычно устанавливают опытными взрывами в зависимости от требуемого объема котла, мощности ВВ,

Параметры буро-взрывного рыхления аммонитом 6ЖВ при помощи вертикальных скважин

Показатели	Диаметр скважины, мм															
	62			80				105				120				
	Мощность уступа, м															
	2	3	4	2	3	4	5	6	2	4	6	8	2	4	6	8
Глубина скважины, м	2,2	3,3	4,4	2,2	3,3	4,4	5,4	6,4	2,2	4,4	6,4	8,4	2,2	4,4	6,4	8,4
Расстояние между рядами, м	1,45	1,75	1,88	1,8	2,25	2,6	2,9	3,0	1,9	3,26	4,4	4,65	2,0	3,4	4,5	4,8
Расстояние между скважинами, м	1,11	1,25	1,39	1,7	1,8	2,0	2,10	2,1	1,8	2,2	2,35	2,36	1,82	2,4	2,42	2,5
Линия наименьшего сопротивления, м	1,43	1,70	1,85	1,7	2,10	2,4	2,7	2,8	1,8	3,2	4,1	4,23	1,9	3,3	4,2	4,45
Масса заряда скважины, кг .	3,0	5,25	7,75	4,7	8,7	13,4	18,4	23,0	4,75	18,8	37,3	49,7	7,5	25,8	40,6	56,0
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,95	0,92	0,88	0,9	0,83	0,78	0,75	0,73	0,82	0,74	0,71	0,70	1,20	0,91	0,75	0,69
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³ .	1,5	1,9	2,2	2,6	3,5	4,32	4,90	5,26	2,9	6,35	8,7	8,95	3,11	7,1	9,05	10,1

состава и категории пород. Ориентировочно же величина простреливаемого заряда определяется по формуле

$$\Theta_{\text{п}} = \frac{\Theta_{\text{к}}}{\Delta \rho_{\text{п}}}, \quad (28)$$

где $\Theta_{\text{п}}$ — величина прострелочного заряда, кг;

$\Theta_{\text{к}}$ — величина котлового заряда для скважины, кг;

Δ — плотность заряжания ВВ, кг/дм³;

$\rho_{\text{п}}$ — показатель простреливаемости горных пород (для пород VI—VII категорий равен 30 ÷ 65 дм³/кг).

В практике простреливание скважин производят один-два раза и редко более. Обычно осуществляется это путем опускания в скважину патронов массой 200—400 г. При этом общую величину заряда для простреливаний примерно принимают равной 3—5% массы основного (котлового) заряда при сравнительно некрепких породах, повышая до 8—10% при крепких монолитных породах плотика (кварциты, порфириты и т. д.).

Изыскивая пути повышения эффективности взрывного рыхления, ВНИИ-1 выполнил комплекс исследований физико-механических свойств вечномерзлых рыхлых отложений, слагающих россыпные месторождения. Особое внимание обращено на разрушение их под действием взрыва. Установлено, что породы, представленные разнородным составом, обладают в мерзлом состоянии ярко выраженными реологическими свойствами. При увеличении времени действия нагрузки величина необходимых разрушающих напряжений значительно снижается. При этом уменьшаются затраты энергии на разрушение, в связи с чем наиболее действенным средством увеличения времени приложения нагрузки является применение грубодисперсных взрывчатых веществ, имеющих сравнительно небольшие скорости детонации зарядов 2200—2500 м/с. Такую скорость детонации имеет игданит, представляющий собой смесь гранулированной аммиачной селитры с дизельным топливом. Применение игданита, кроме обеспечения большой длительности продуктов взрыва на разрушаемый массив и, следовательно, уменьшения непроизводительных затрат энергии ВВ, имеет еще целый ряд достоинств. Благодаря приготовлению игданита на месте потребления и дешевизне исходных компонентов стоимость его больше чем в 2 раза меньше стоимости самого дешевого ВВ — аммонита 6ЖВ. Применение игданита повышает безопасность работ, так как его компоненты до смешивания не являются взрывчатыми, перевозятся и хранятся как обычные грузы. Низкая чувствительность игданита к механическим воздействиям, тепловому и ударному импульсам позволяет механизировать взрывные работы.

Исследования [19, 81] показали, что соотношение компонентов игданита и их распределение в смеси играют важнейшую роль в обеспечении максимальной эффективности взрыва. При соотношении компонентов 95%-ной аммиачной селитры и 5%-ного дизельного топлива выделяется максимальное количество энергии при

взрыве. Отклонение соотношения от оптимального приводит к резкому ухудшению взрывных свойств смеси. Допускается отклонение содержания дизельного топлива не более 0,3% в сторону увеличения или уменьшения.

Установлено, что с повышением объемной концентрации энергии ВВ в зарядной камере улучшаются качественные показатели взрывных работ, в частности, пропорционально увеличению объемной концентрации энергии ВВ увеличивается выход породы с погонного метра скважины. Повышение объемной концентрации энергии ВВ достигается большей плотностью заряжания. При пневматическом способе заряжания игданитом плотность заряда может быть увеличена на 25—30% по сравнению с насыпной плотностью и достигнуть 1,1—1,2 г/см³.

Для приготовления игданита из слежавшейся аммиачной слитры ВНИИ-1 разработана механическая смесительная установка МСИ-1, которая характеризуется следующими показателями:

Производительность, кг/ч:	
при циклическом приготовлении	500—1200
при непрерывном приготовлении	3000—4000
Мощность электродвигателя, кВт	10
Длина (с транспортирующим трубопроводом), мм	4500
Высота (с транспортирующим трубопроводом), мм	2200

Механизированное приготовление игданита на карьерах цветной металлургии осуществляется также с помощью зарядно-смесительных машин, но они предназначены для заряжания скважин больших диаметра и длины (а следовательно, и вместимости). При заряжании такими машинами ВВ засыпают в скважины по шлангам и не уплотняют. Их производительность при дальности подачи смеси до 25—30 м превышает 100 кг/мин.

Однако при зимней вскрыше торфов на приисках таких условий нет, так как здесь бурится большое количество шпуров или неглубоких скважин, масса заряда которых составляет 5—20 кг и редко 50 кг. В этих условиях целесообразно использовать зарядные машины, имеющие небольшую производительность (до 60 кг/мин), но обеспечивающие транспортировку игданита по шлангам до 60 м с эффективными скоростями, которые дают возможность уплотнять ВВ в шпурах и скважинах. Машина должна одновременно заряжать не менее трех шпуров или скважин. В качестве таких установок могут использоваться порционные зарядчики ЗППН-1-50 и нагнетательные ПЗЖ или перегружатели игданита УЗС-1500 грузоподъемностью 6—8 т и производительностью заряжания 2,5—4,0 т/ч, питание которых осуществляется сжатым воздухом от компрессоров, работающих с буровыми станками.

В целях проверки работоспособности зарядных агрегатов и уточнения параметров зарядной машины на прииске «Экспериментальный» изготовлена зарядная машина на базе забоечной машины СУЗЗН-1 [19]. В качестве зарядчика использовали порционный зарядчик ЗППН-1-50. Испытания проводились при заряжании

Результаты испытаний зарядной машины СУЗЗН-1

Показатели	Опыты				Итого средние значения
	1	2	3	4	
Число скважин	235	100	90	205	630
Масса заряжаемого игданита, кг	5500	2000	1700	4000	13 200
Время зарядания, мин	335	115	100	205	755
Масса заряда скважины, кг	23,4	20,0	18,9	19,5	20,7
Время зарядания одной сква- жины, мин	1,42	1,15	1,11	1,0	1,19
Производительность заряжа- ния, кг/мин	16,4	17,4	17,0	19,5	17,4
Коэффициент использования чистой производительности зарядания	0,27	0,29	0,28	0,325	0,29

Примечание. Диаметр скважины — 105 мм, глубина — 3,5 м. Масса заряда игданита в шпурах — 5—6 кг и в скважинах 25—30 кг. Машина подавала игданит по шлангам на расстояние до 60 м, производительность ее составила 60 кг/мин.

шпуров и скважин $\varnothing 65$ и 105 мм и глубине 3,2—3,5 м (табл. 25).

Установлено, что на полигонах с небольшим объемом взрывных работ может успешно применяться комплекс, включающий эжекторный пневматический смеситель ПСЭ-1 и зарядчик ЗППН-1-50. Пневматический смеситель устанавливается на автомобильном прицепе. На нем укладывается необходимое для приготовления игданита количество аммиачной селитры. Пневматические смесители ПСЭ-1 обеспечены двумя сменными эжекторными головками диаметром 26 и 40 мм и расходуют при работе соответственно 2,5 и 5 м³/мин сжатого воздуха. Производительность смесителя — 25—50 кг/мин в зависимости от диаметра эжекторной головки. При работе смесителя в комплексе с порционным зарядчиком рекомендуется использовать эжекторную головку $\varnothing 26$ мм, так как общая производительность комплекса ограничивается производительностью порционного зарядчика, которая не превышает 1 т/ч.

Опыт показывает, что при буро-взрывном рыхлении мерзлых пород игданит эффективнее аммонита 6ЖВ. Оптимальные параметры буро-взрывного рыхления игданитом приведены в табл. 26. Из табл. 26 и 24 видно, что при применении игданита выход горной массы с погонного метра бурения на 8—25% больше, чем у аммонита, соответственно на 7—14% меньше трудоемкость подготовительного комплекса.

Различие в производительности труда на подготовке пород (VI—VII категорий) к выемке при помощи вертикальных взрывных скважин, пробуренных различными станками в идентичных условиях, характеризуется данными табл. 27. Из табл. 27 видно, что

Параметры буро-взрывного рыхления пород VI—VII категорий игданитом при помощи вертикальных скважин

Показатели	Диаметр скважины, мм															
	62				80				105				120			
	Мощность уступа, м															
	2	3	4	3	4	5	6	2	4	6	8	2	4	6	8	
Глубина скважины, м	2,2	3,3	4,4	3,3	4,4	5,4	6,4	2,2	4,4	6,4	8,4	2,2	4,4	6,4	8,4	
Расстояние между рядами, м	1,6	1,9	2,0	2,4	2,6	2,9	3,1	2,25	3,6	4,1	4,30	2,25	3,6	4,6	4,95	
Расстояние между скважинами, м	2,21	1,40	1,51	2,1	2,2	2,3	2,3	2,0	2,5	2,55	2,55	2,0	2,5	2,6	2,65	
Линия наименьшего сопротивления	1,54	1,8	2,0	2,25	2,5	2,7	2,85	2,15	3,45	3,80	4,0	2,15	3,45	4,26	4,55	
Масса заряда скважины, м	4,1	7,4	9,0	12,4	19,8	25,9	32,5	7,9	27,9	44,4	58,6	10,2	33,3	55,5	69,5	
Удельный расход ВВ, кг/м ³ :																
аммонита	0,21	0,20	0,20	0,20	0,20	0,18	0,18	0,20	0,18	0,16	0,16	0,25	0,20	0,15	0,15	
игданита	1,02	0,95	0,82	0,82	0,78	0,75	0,70	0,81	0,76	0,73	0,68	1,10	0,95	0,80	0,75	
Выход горной массы с метра скважины, м ³ /м	1,62	2,15	2,44	4,20	4,96	5,5	5,9	3,9	7,75	8,75	9,1	3,9	7,75	10,0	10,8	

рост производительности труда ($\text{м}^3/\text{чел-день}$) как при взрывании пород игданитом, так и аммонитом зависит от диаметра скважин и производительности бурового станка. Поэтому при мощности торфов более 4 м следует переходить на скважины большего диаметра. В этом случае расстояние между скважинами в ряду и рядами их возрастает, чем обеспечивается увеличение выхода горной массы с 1 м скважины, уменьшается расход ВВ и средств взрывания. При применении скважин большего диаметра (120 мм) и мощности торфов до 5 м, расход аммонита 6ЖВ и игданита на 1 м^3 рыхления больше в 1,5 раза, чем при диаметре 105 мм. Однако при мощности уступа более 5 м и больших диаметрах скважин расход ВВ резко сокращается и составляет 85—90% от применяемых скважин \varnothing 105 мм.

Таблица 27

Изменение производительности труда при подготовке пород к выемке с помощью вертикальных скважин, $\text{м}^3/\text{чел-день}$

Тип бурового станка	Диаметр скважины, мм	Взрывчатое вещество									
		Аммонит 6ЖВ					Игданит				
		Мощность уступа, м									
		2	3	4	5	6	2	3	4	5	6
ВУД-1	62	30,3	40,4	44,5	—	—	39,0	44,0	49,5	—	—
ГБ-80	80	38,5	47,5	53,9	59,0	63,0	46,8	49,8	54,5	59,5	66,2
СДВВ-П	105	74,2	115,0	134,2	144,6	151,6	82,5	124,0	151,0	161,2	171,5
БМК-4	105	38,8	54,5	70,5	77,0	80,0	43,2	60,3	79,0	87,0	89,0
НКР-100м	105	42,5	62,1	77,0	83,5	86,3	47,5	66,6	86,5	94,5	—
БС-3	120	47,5	54,4	62,5	72,5	—	52,9	60,3	70,0	80,0	—
СБС-2	150	69,5	107,0	126,8	152,1	164,0	76,3	113,3	139,0	165,2	182,1

3. Рыхление пород при помощи горизонтальных взрывных скважин

Бурение горизонтальных скважин производится из специально пройденных для этой цели буровых траншей или ранее отработанных разрезов. При этом скважины располагаются перпендикулярно и параллельно уступу (рис. 13). Производительность буровых станков при бурении горизонтальных скважин зависит от состава пород и влияния вспомогательных операций по наращиванию и извлечению штанг на общее время их работы. Продолжительность этих операций зависит от глубины бурения и составляет 1,5—2,2 мин на метр пробуренной скважины. Для снижения непроизводительных затрат времени в процессе бурения необходимо более интенсивно вести удаление из скважин буровой мелочи сжатым воздухом и чаще протаскивать буровой комплект. Скорость бурения повышается с увеличением длины скважины, так как время подготовительно-заключительных операций изменяется в неболь-

ших пределах [73]. Однако с увеличением глубины скважин увеличивается время на зарядку, но снижаются затраты времени на перестановку станка и подготовку рабочего места, приходящиеся на 1 м³ скважины.

Наблюдениями установлено, что время, необходимое на зарядку скважины глубиной 5 м, составляет в среднем 2,5 мин, 10 м — 6 мин, 15 м — 10 мин, 20 м — 17 мин и 25—30 м — 25 мин.

Производительность труда рабочего на зарядке скважины можно определить по формуле

$$Y_{pz} = \frac{t_{cm} \eta_{зар} L_{скв}}{t_c m_{зар}}, \quad (29)$$

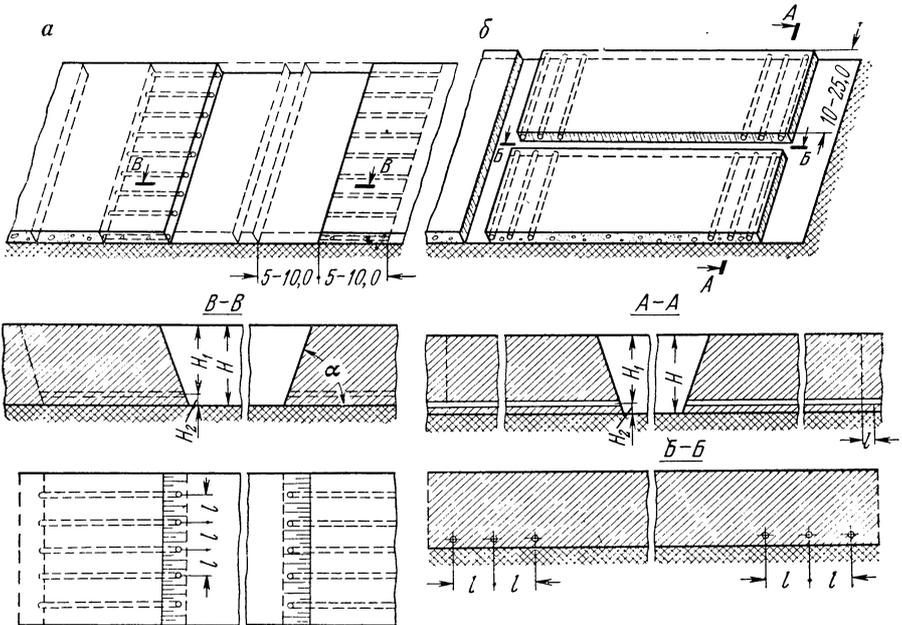


Рис. 13. Схема расположения горизонтальных взрывных скважин при уступной системе разработки:

a — перпендикулярное расположение скважин; *б* — параллельное расположение скважин

где t_{cm} — продолжительность смены, мин;
 $\eta_{зар}$ — коэффициент использования времени на зарядку;
 $L_{скв}$ — глубина (длина) скважины, м;
 t_c — время зарядки скважины, смен;
 $m_{зар}$ — количество рабочих на зарядке, чел.

Среднее время на подготовку рабочего места и перестановку станков БМК-4 и НКР-100м составляет 28—30 мин. Затраты труда на выполнение этих операций определяются из выражения

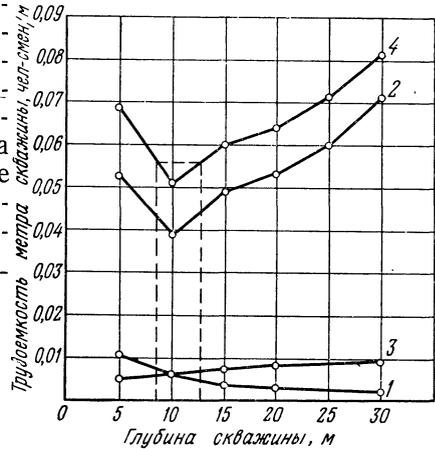
$$Y_T = \frac{\tau_{cm} m_p}{L_{скв}}, \quad (30)$$

где $\tau_{см}$ — время на подготовку рабочего места и перестановку станка, смен;

m_p — число рабочих, занятых на подготовке и перестановке станка, чел.

На рис. 14 приведен график зависимости трудоемкости производственных процессов, приходящихся на метр скважины, в зависимости от ее глубины. Из графика видно, что общая трудоемкость работ с увеличением глубины скважины снижается до определенного предела, а затем повышается. Оптимальная глубина скважины 9—13 м. Зарядание скважин осуществляется специально изготовленными из порош-

Рис. 14. Изменение трудоемкости подготовки рабочего места и перестановки станка 1, бурения 2, зарядания скважины 3 в зависимости от ее глубины; 4 — общая трудоемкость процессов в зависимости от глубины скважины



кообразного аммонита № 6 патронами диаметром 65—140 мм. Патроны забиваются в скважину деревянными забойниками длиной

3 м каждый, диаметром 55 мм с утолщением на конце на 10—12 мм. К первому забойнику прикрепляется капроновый шнур диаметром 5 мм. За один прием в скважину посылаются 2—4 патрона. Для обеспечения требуемой плотности заряды рассредоточены воздушными промежутками, равными 0,3; 0,5; 0,8 и 1 м. Плотность зарядания определяется по формуле

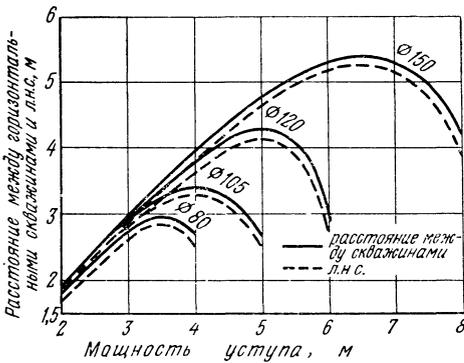


Рис. 15. Изменение расстояния между горизонтальными скважинами и л.н.с. в зависимости от диаметра и мощности уступа

$$\Delta = \frac{10\Theta_3}{\pi r^2 (L_{скв} - l_3)}, \quad (31)$$

где Θ_3 — количество ВВ в заряде, кг;

l_3 — длина забойки, м.

При горизонтальном расположении скважин расстояние между ними зависит от мощности уступа и, как правило, не превышает ее. Линия наименьшего сопротивления, независимо от диаметра скважин, равна 0,92—0,95 расстояния между скважинами

(рис. 15). Мощность уступа влияния на л.н.с. не оказывает. При этом коэффициент сближения скважин в каждом конкретном случае различен; он зависит от массы заряда и работоспособности взрывчатых веществ. Из рис. 15 видно, что оптимальным расстоянием между скважинами является: при мощности уступа 3,2—3,8 м и диаметре скважин 80 мм—2,8 м; при мощности уступа 3,5—4,5 и диаметре скважин 105 мм—2,2 м; при мощности уступа 4,5—5,5 м и диаметре скважин 120 мм—4,1 м; при мощности уступа 6—7 м и диаметре скважин 150 мм—5,2 м. Этим значениям соответствует и максимальный выход горной массы с погонного метра скважины, равный соответственно 8; 10; 16,5 и 24,8 м³/м.

Установлено, что порода при взрыве выбрасывается на определенную высоту (в зависимости от удельного расхода ВВ) непосредственно над забоем. Основной объем разрабатываемой горной массы размещается на расстоянии от забоя до 1,5 W_p и лишь около 10% выбрасывается на расстояние около 10 м. Такое расположение отбитой горной массы обусловливается направлением линии наименьшего сопротивления вертикально вверх.

Длина забойки принимается равной 6—10 диаметрам скважины. Забоечным материалом может служить увлажненная буровая мелочь. Взрывают горизонтальные скважины, так же как и вертикальные, огневым или электрическим способом с помощью электродетонаторов короткозамедленного действия. При этом выход горной породы с 1 м горизонтальной скважины на 33% выше, чем вертикальных скважин того же диаметра, на 15—20% улучшается и качество дробления породы (табл. 28).

Следует отметить, что число скважин на 1 м рыхления зависит от их диаметра, категории пород и мощности уступа. С повышением категории пород скважин для их рыхления требуется меньше. Это объясняется тем, что породы VIII—X категорий имеют лучшую взрываемость и при рыхлении выход горной массы с метра скважины выше. С увеличением диаметра скважин повышается выход горной массы, а следовательно, требуется меньше скважин на

Результаты дробления крупносkeletalных

Категория разрабатываемых пород	Линия наименьшего сопротивления, м	Длина скважины, м	Длина забойки, м	Масса заряда ВВ, кг	Плотность заряжания, кг/дм ³
VII	2,28	5,4	0,7	14,3	0,388
VII	2,79	10,8	0,8	33,1	0,421
VII	3,20	4,9	0,76	21,2	0,654
VII	3,72	9,3	0,6	49,4	0,721
VIII	3,40	15,8	0,65	64,4	0,540
IX	3,38	8,8	0,75	62,1	0,670
IX	1,86	5,0	0,74	10,32	0,307

1 м³ породы. С уменьшением мощности уступа число скважин следует увеличивать.

Расчетное количество ВВ Θ_p на 1 м скважины (кг) характеризуется данными, для:

	Диаметр скважины, мм			
	80	105	120	150
Аммонита 6ЖВ, $\Delta_1=0,8$ кг/дм ³	4,0	7,0	9,2	14,0
Игданита, $\Delta_2=1,0$ кг/дм ³	5,0	8,6	11,3	17,6

По условию полного заполнения скважин ВВ при Δ_1 и Δ_2 область применения их ограничивается мощностью уступа (м) при:

Диаметр скважины, мм	Взрывчатые вещества	
	аммонит	игданит
80	3,1	3,2
105	4,5	4,7
120	5,1	5,4
150	6,7	7,0

Заряд горизонтальной скважины может быть определен по формулам:

$$\Theta_{г.с} = q_y W_p' L_{скв}, \quad (32)$$

$$\Theta'_{г.с} = \Theta_p \eta_{\Delta} (L_{скв} - l_3), \quad (33)$$

где q_y — удельный расход ВВ по опытным данным, кг/м³;

W_p' — расчетная линия наименьшего сопротивления, м;

l — расстояние между скважинами, м;

η_{Δ} — коэффициент плотности заряжения (по опытным данным приближенно равен 0,8).

Фактическое количество ВВ, которое необходимо поместить в 1 м скважины при взрывных работах, можно определить по формуле

$$\Theta_{ф} = \frac{\Theta_{г.с}}{L_{скв} - l_3}. \quad (34)$$

Т а б л и ц а 28

пород взрывами горизонтальных скважин

Удельный расход ВВ, кг/м ³	Выход взорванной породы, м ³ /м	Выход фракций по крупности, %						
		Фракции, м ³						
		до 0,2	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0	более 1,0
0,572	4,64	22,0	28,0	16,8	16,3	14,3	2,4	0,2
0,425	7,35	28,0	26,1	13,2	17,0	3,57	2,0	0,13
0,480	9,00	19,1	31,7	16,2	14,3	13,1	4,8	0,8
0,411	12,85	30,0	23,4	12,6	18,1	10,7	4,2	1,0
0,365	11,11	27,0	25,3	21,0	16,8	6,9	2,6	0,4
0,446	10,68	28,4	17,0	30,5	10,6	8,6	3,9	1,0
0,682	3,04	19,4	34,8	19,4	19,3	3,8	2,44	0,86

Разница между зарядом ВВ в одном метре скважины Θ_p и фактически необходимым для рыхления рассчитанным по формуле (34) позволяет определить плотность заряжания и эффективно рассредоточить заряды по всей длине скважины. Рациональные параметры БВР при применении горизонтальных взрывных скважин приведены в табл. 29.

Применение в качестве ВВ игданита повышает выход горной массы с 1 м скважины и позволяет по сравнению с аммонитом 6ЖВ снизить себестоимость 1 м³ рыхления до 20—25%.

Сравнительные данные по трудоемкости и себестоимости при рыхлении пород с помощью вертикальных и горизонтальных взрывных скважин характеризуются графиком рис. 16.

Расход сжатого воздуха и электроэнергии на 1 м³ рыхления пород при помощи вертикальных и горизонтальных взрывных скважин приведен в табл. 30 и 31.

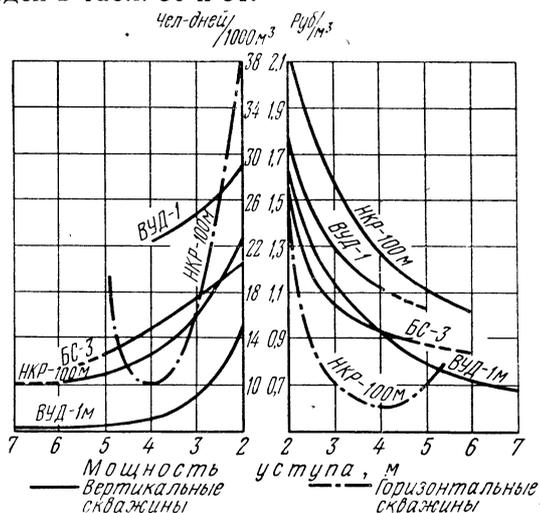


Рис. 16. Изменение трудоемкости и себестоимости при рыхлении пород с помощью вертикальных и горизонтальных скважин в зависимости от мощности уступа, диаметра и применяемого типа бурового станка

§ 2. Рыхление горных пород рыхлителями

Многолетний опыт разработки россыпных месторождений на приисках Северо-Востока показывает, что резание пород — основной рабочий процесс землеройных машин. Однако до последнего времени для крупноскелетных талых и мерзлых пород он остается все еще недостаточно изученным. Поэтому возможности повышения производительности бульдозеров при разработке россыпей с высокой трудоемкостью горных пород остаются ограниченными.

Основные показатели БВР при рыхлении пород VI—VII категорий горизонтальными скважинами, аммонитом 6ЖВ

Показатели	Длина скважины, м	Диаметр скважины, мм									
		80			105			120			
		Мощность уступа, м									
		2	3	3,5	2	3	4	2	3	4	5
Расстояние между скважинами, м	5—25	1,8	2,8	3,0	1,9	2,9	3,45	1,90	2,90	3,80	4,33
Линия наименьшего сопротивления, м	5—25	1,67	2,65	2,9	1,8	2,82	3,15	1,8	2,82	3,65	4,20
Масса заряда ВВ, кг	5	9,1	17	20	10,0	16,9	20,4	12,5	22,8	30,0	35,2
	10	16,8	32	37,6	17,8	30,8	28,8	23,7	42,0	55,0	64,0
	15	24,4	49,0	57,6	25,4	46,4	56,6	34,1	59,5	81,4	89,5
	20	31,7	62,5	73,6	33,2	60,4	73,5	45,0	78,0	106,0	116,0
	25	38,0	71,6	83,5	40,0	71,6	88,0	55,5	97,0	126,0	141,0
Удельный расход ВВ, кг/м ³	5	0,67	0,51	0,51	0,65	0,46	0,40	0,81	0,62	0,48	0,43
	10	0,62	0,48	0,48	0,58	0,42	0,38	0,77	0,57	0,44	0,39
	15	0,60	0,47	0,47	0,55	0,42	0,37	0,74	0,54	0,43	0,37
	20	0,58	0,47	0,47	0,54	0,41	0,36	0,73	0,54	0,42	0,36
	25	0,56	0,43	0,43	0,52	0,39	0,34	0,72	0,53	0,40	0,35
Выход горной массы, м ³ /м	5—25	2,72	6,66	7,85	3,08	7,35	10,2	3,08	7,35	12,6	16,4
Валовая производительность труда, м ³ /чел-день	5	27,6	67,8	75,0	28,1	67,2	93,6	32,0	69,0	106,3	143,0
	10	28,1	69,0	82,0	33,4	80,0	102,0	32,3	69,1	111,0	154,0
	15	25,6	62,6	81,5	28,4	68,0	100,0	33,1	70,5	114,3	159,0
	20	25,1	61,8	81,3	26,9	64	96,0	31,2	67,0	107,0	141,0
	25	23,7	60,0	79,1	25,9	61,7	88,5	29,3	63,0	100,0	125,0

Таблица 30

Расход сжатого воздуха, м³/м

Станок	Диаметр скважины, м	Направление бурения	Мощность уступа, м				
			2	3	4	5	6
ВУД-1	62	Вертикальное	18,7	13,7	12,0	—	—
СДВВ-II	105	То же	11,9	8,4	5,4	4,25	3,4
ГБ-80	80	„	18,1	13,6	12,5	11,0	10,9
БМК-4	105	„	25,7	14,8	9,5	7,5	6,6
НКР-100м	105	„	24,6	13,5	10,5	8,2	7,6
СБС-2	150	„	13,0	7,2	5,6	4,7	4,25
БМК-4	105	Горизонтальное	18,9	8,7	5,6	—	—
НКР-100м	105	То же	17,7	7,9	5,9	—	—
СБС-2	150	„	12,1	6,8	5,7	4,5	3,8

Таблица 31

Расход электроэнергии, квт · ч/м³

Станок	Диаметр скважины, м	Направление бурения	Мощность уступа, м				
			2	3	4	5	6
ВУД-1	62	Вертикальное	1,09	0,73	0,64	—	—
СДВВ-II	105	То же	0,50	0,33	0,23	0,18	0,15
БМК-4	105	„	0,28	0,18	0,12	0,10	0,09
НКР-100м	105	„	0,26	0,14	0,11	0,09	0,08
БС-3	120	„	2,16	1,16	0,75	0,57	—
СБС-2	150	„	0,27	0,17	0,12	0,11	0,10
БМК-4	105	Горизонтальное	0,23	0,11	0,07	—	—
НКР-100м	105	То же	0,20	0,09	0,05	—	—
СБС-2	150	„	0,22	0,10	0,06	0,04	0,03

Основным показателем процесса резания является величина сопротивления, оказываемого горной породой врезающемуся в нее рабочему органу землеройной машины, — характеризуется удельным сопротивлением, приходящимся на единицу площади срезаемого слоя. Значение удельного сопротивления для различных горных пород и условий работы землеройных машин зависит от ряда факторов, изучением которых занимались многие исследователи.

Касаясь разработки вечномерзлых россыпей, необходимо отметить, что процесс резания пород рабочим органом бульдозеров и рыхлителей происходит, как правило, в пределах нулевой изотермы, т. е. в пределах поверхностного слоя талых и мерзлых пород

с температурным градиентом 0,01—2°С. Это не меняет прочностных свойств талых и соответствует относительно небольшой сопротивляемости мерзлых пород. Поэтому определение рациональных условий рыхления пород рыхлителями, особенно на участках со сложным строением плотика и валунистых россыпей (при послойной их отработке на всю мощность за один сезон) без применения буро-взрывных работ, приобретает особое значение. В большей степени это относится к россыпям Заполярья и особенно к месторождениям со сравнительно ограниченными запасами, находящимися на грани промышленных. Известно, что песчано-глинистые, щебеночные и гравелистые породы, незначительно связанные суглинисто-глинистым материалом (до III категории включительно), сравнительно легко поддаются срезанию ножом отвала бульдозера. Однако с повышением категории горных пород и изменением их состава срезание стружки затрудняется. К трудно разрабатываемым породам относятся:

крупноскелетные рыхлые отложения с содержанием до 15—20% валунов размером в поперечнике 200—800 мм, цементированные илесто-глинистым заполнителем;

однородные песчано-глинистые сланцы с крупноблочной трещиноватостью и суглинки влажностью (льдистостью) до 12%, слагающие приплотиковую часть пласта песков;

жирные глины и суглинки различной влажности, а также илистые прослойки в пересушенном состоянии.

Разработка перечисленных выше пород бульдозерами без предварительного рыхления не эффективна. Поэтому изучение процессов рыхления пород рыхлителями в сочетании с естественным оттаиванием, изыскание рациональных технологических схем рыхления и работа рыхлителей, определение области эффективного использования бульдозеров в комплексе с рыхлителями представляют большой практический интерес для приисков Северо-Востока [58, 73].

Современные навесные рыхлители (табл. 32) классифицируются по назначению, отдельным конструктивным признакам, типу и мощности базового трактора. Рыхлители модификации общего назначения имеют глубину рыхления до 1000 мм, а специального — свыше 1000 мм. Рыхлители общего назначения оборудуются 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 используются все типы подвесок рамы зубьев, для специальных — параллелограммная подвеска не используется. Рыхлители общего назначения работают с прямыми и изогнутыми зубьями, специального — только с прямыми (рис. 17).

Основные технические данные рыхлителей

Показатели	ДП-5С (Д-515С)	Д-576 Д-711С	ДП-22С	Д-652АС	Д-9Б
Базовый трактор	Т-100МГП Т-130ГП	Т-180СГП	Т-180КС	ДЭТ-250м	Д-9
Размеры рыхлителя, мм:					
длина	600	1200	1250	1300	1440
ширина	2460	2740	2790	3740	3245
высота	700	1400	1450	1500	1570
Длина трактора с рыхлителем, мм	4905—5193	6620	7230	7536	7220
Число зубьев рыхлителя	1—3	3	3	1—3	1
Расстояние между зубьями, мм	700	740	740	1020	—
Ширина рыхления, мм	1470	1560	1670	2140	—
Наибольшее заглубление зубьев ниже опорной поверхности гусениц, мм	445	700	700	700	1270
Максимальная высота подъема зубьев над опорной поверхностью, мм	445	700	700	700	635
Максимальное усилие, кгс	9000—9500	13 820	13 820	22 000	27 600
Масса навесного оборудования рыхлителя, кг	2100	2500	3100	5000	5460
Завод-изготовитель	им. Колющенко	Брянский		им. Колющенко	Фирма „Катерпилер„

По мощности двигателей базовых тракторов рыхлители делятся на легкие (100—130 л. с.), средние (180—300 л. с.) и тяжелые (330—385 л. с.). Рыхлители специального назначения навешиваются только на тяжелые тракторы с мощностью двигателя свыше 300 л. с.

Наиболее важными параметрами навесных рыхлителей являются число и шаг зубьев, глубина рыхления, высота подъема зубьев, угол рыхления, угол заострения наконечника, расстояние от зубьев до гусениц базового трактора. Все эти параметры взаимосвязаны и в значительной степени зависят от выбора типа подвески, рамы, формы зубьев и наконечников, веса и других

показателей базового трактора. Число зубьев рыхлителя в одновременной работе может меняться в зависимости от категории разрабатываемых пород, их состава и организации работ. Это позволяет более полно использовать мощность тягача и получить заданный габарит породы. Изменение шага у рыхлителей легкого типа при трех зубьях колеблется в пределах 700 мм среднего и тяжелого типа — 700—1020 мм. Минимальная глубина рыхления всех типов — 200 мм, максимальная у рыхлителей общего назначения — 700 мм, специального — 1270 мм. Вылет зубьев должен быть на

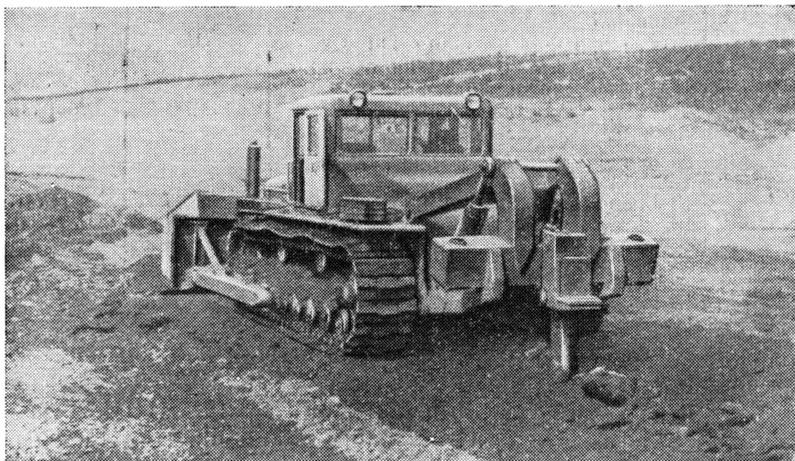


Рис. 17. Общий вид рыхлителя Д-652АС с прямым зубом в работе

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 над опорной поверхностью. Во всех случаях высота подъема должна обеспечивать получение необходимого заднего угла въезда (20—30°) и составлять: у рыхлителей легкого типа — 400 мм, среднего — 600 мм и тяжелого типа свыше 700 мм. При рыхлении трудно разрабатываемых пород начальный угол заглубления зубьев в массив должен составлять 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. Изменение угла зуба от зарезки до рабочего положения рыхлителя происходит в пределах от 70—80° до 45—50°. При этом угол заострения наконечников выбирается таким образом, чтобы при любом заглублении зубьев задний угол был не меньше 6—8°. В противном случае скольжение тыльной части наконечников по разрыхляемой

Характеристика опытных полигонов

№ площадки (полигона)	Петрографический состав пород	Категория	Состояние пород
1	Трещиноватые глинистые сланцы коренных пород плитчатой формы	V	Талые
2	Разрушенные песчано-глинистые сланцы и мелкая галька, слабцементированные илесто-глинистым материалом	V	Мерзлые
3	Разрушенные песчано-глинистые сланцы и щебень, связанные глинистым и суглинистым материалом	IV	Талые
4	Разрушенные песчано-глинистые сланцы с включениями гальки, щебня и валунов, связанные илестым материалом	VI	Мерзлые
5	Гравий, суглинок легкий, лёссовидный, торф и растительные остатки с небольшой примесью мелкой гальки и щебня	I—II V	Талые Мерзлые

породе будет способствовать их выглублению и увеличению энергоёмкости процесса рыхления.

Исследования работы рыхлителей выполнены ВНИИ-1 на приисках объединения «Северовостокзолото», условия разработки на которых характерны для россыпных месторождений Северо-Восточного региона (табл. 33).

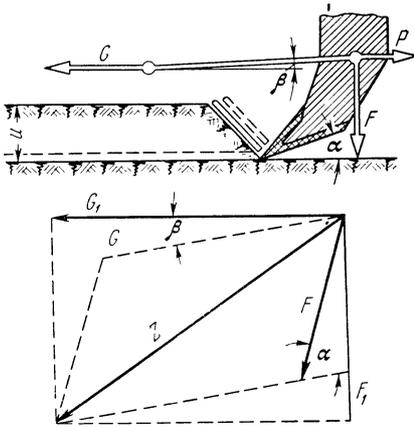


Рис. 18. Схема сил, действующих на зубья рыхлителя в момент отдаления стружки породы от массива

За период опытных работ на площадках наблюдали за всеми операциями технологического цикла. Перед началом рыхления площадки зачищали и нивелировали. При бульдозерной выемке предварительно разрыхленных рыхлителями пород замеряли объем перемещаемого вала и для контроля выборочно проверяли его мерным ящиком.

Установили, что рыхление пород рыхлителями близко к процессу резания ковшом экскаватора, ножом бульдозера и другими инструментами, которые работают по принципу скалывания породы или снятия стружки [73]. При этом на зубья рыхлителя действуют сила тяги трактора G под углом β , масса рыхлителя и сила давления штоков гидроси-

стемы F под углом α и сила сопротивления пород рыхлению P (рис. 18). Сопротивление пород рыхлению — функция многих переменных и может быть выражена зависимостью

$$P = P_1 N_3 a \operatorname{tg} \varphi^\circ U, \quad (35)$$

где P_1 — сопротивление пород рыхлению, равное $P_c + P_6$, кгс/см²;
 P_c — преодоление сопротивления пород зубом рыхлителя;
 P_6 — преодоление бокового сцепления стружки с массивом;
 N_3 — число зубьев рыхлителя в одновременной работе;
 a — ширина зуба рыхлителя, см;
 φ° — угол образования борозды при рыхлении;
 U — глубина врезания зуба рыхлителя в массив породы, см.

При этом рыхление может осуществляться в том случае, когда сила резания Z будет больше силы сопротивления пород рыхлению P или

$$Z \geq P. \quad (36)$$

Рассмотрев силовой треугольник (рис. 18), определили

$$Z = \sqrt{G^2 \cos^2 \beta + F^2 \sin^2 \alpha}. \quad (37)$$

Приравняв значения формул (37) и (35) по условию (36), установили зависимость глубины врезания зубьев рыхлителя в массив при изменяющихся значениях тягового усилия трактора, массы и давления гидросистемы рыхлителя на зубья:

$$U = \frac{\sqrt{G^2 \cos^2 \beta + F^2 \sin^2 \alpha}}{P_1 N_3 a \operatorname{tg} \varphi^\circ}. \quad (38)$$

Сила резания в зависимости от глубины рыхления показана на рис. 19.

Исследованиями [7, 58, 73] установлено, что сила резания зависит от глубины борозды и имеет вид степенной функции

$$Z = f(U) = \delta_1 U^n. \quad (39)$$

Для выявления характера этой зависимости необходимо установить для крупносkeletalных и трудно разрабатываемых пород показатель степени n и коэффициент δ_1 . Зависимость $Z = f(U)$ определили по опытным данным. Показатель степени n нашли как тангенс наклона на прямой в логарифмических координатах, а коэффициент δ_1 — путем вычисления по известным Z , U и n из выражения

$$\delta_1 = ZU^{-n}. \quad (40)$$

Из рис. 19 видно, что чем больше ширина среза, тем более полого располагаются в логарифмических координатах прямые $Z = f(U)$. С увеличением ширины среза показатель степени n уменьшается. Это позволяет заключить, что при ширине зуба, равной 6, 8 и 10 см, и суммарной ширине среза менее 18 см с увеличением глубины рыхления сила резания будет возрастать. Поэтому

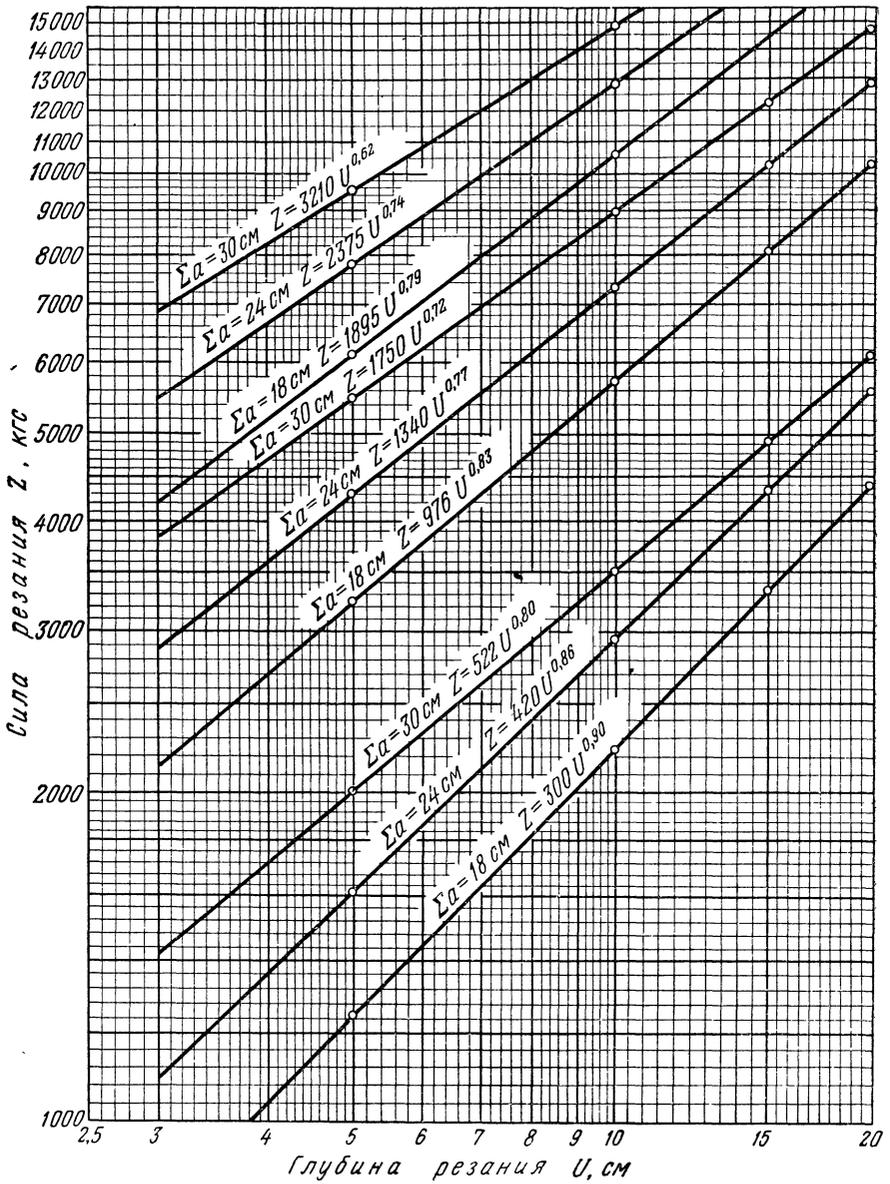


Рис. 19. Изменение силы резания Z от глубины рыхления U и категорий разрабатываемых пород

при рыхлении тяжелых пород следует применять зубья небольшой ширины, а при рыхлении легко разрабатываемых пород — более широкие. Показатель степени n в зависимости $Z=f(U)$ сам является функцией ширины среза, изменяясь от 0,74 до 0,9 при меньшем значении a и от 0,62 до 0,80 при большем значении a . Поэтому режим рыхления крупноскелетных трудно разрабатываемых пород в зависимости от ширины и глубины среза будет различен. Зубьями шириной 6 см (при трех зубьях) целесообразно работать на небольшой глубине резания, так как в этом случае сила резания возрастает интенсивнее глубины среза. При ширине зубьев 8 см и более целесообразно переходить на более глубокое рыхление, т. е. снимать более толстую стружку, так как с увеличением глубины борозды сила резания будет уменьшаться.

Таблица 34

Опытные данные по рыхлению пород на исследуемых площадках

Показатели	ДП-5С (Д-515А)		ДП-22С (Д-576)		
	№ площадки				
	1	2	3	4	5
Число зубьев	3	3	3	3	3
Длина пути рыхления, тыс. м	7,02	31,2	1,0	12,5	20,8
Средняя глубина врезания зубьев рыхлителя в массив породы, см	17,5	5,5	45,0	8,6	11,0
Угол наклона боковых стенок борозды,	42	68	46	70	56
Угол распространения трещин от нижней линии борозды в сторону межбороздowego целика,	38	47	40	55	48
Средняя мощность слоя, снятого бульдозером после рыхления, см	11,5	1,7	33,7	4,1	5,9
Коэффициент использования глубины рыхления	0,66	0,32	0,75	0,48	0,54
Время, затраченное на рыхление, ч	4,5	17,0	0,92	8,7	11,5
Производительность рыхления по полезной работе бульдозера, м ³ /ч	384	47	580	93	34

Исследования процесса резания (рыхления) на опытных площадках (табл. 34) показали, что отделение части массива режущей кромкой зуба рыхлителя характерно блокированному резанию. Однако здесь, помимо непосредственного резания, преодолевается сила сцепления стружки с боковыми стенками массива шириной по дну, равной кромке зуба, с боковыми стенками, расширяющимися к поверхности под углом ϕ° (рис. 20).

Рассматривая процесс стружкообразования, необходимо отметить, что при прохождении режущего органа рыхлителя в среде неоднородного состава породы стружка рвется и разваливается на неравные части по бокам прохождения зуба (борозды). В результате последовательного отделения породы в массиве после прохождения режущего зуба образуются прорезы трапециевидного

сечения, расширяющиеся к поверхности с шириной по дну, равной ширине зуба. Угол наклона боковых стенок прорези, перпендикулярной направлению резания, для песчано-глинистых сланцев равен примерно $40\text{--}60^\circ$, для тяжелого суглинка — 40° . У тяжелого суглинка ниже углообразования стенок борозды, т. е. там, где образуется скол частичек пород, прорезь имеет уплотненный след такого же характера, как на стенках забоя, разрабатываемого однокоровым экскаватором (следы зубьев).

Рыхление породы в массиве между прорезями (бороздами) зубьев рыхлителя происходит не по линии нижней точки борозды, а много выше. Здесь наблюдается образование трещин по контактам слоя крупных включений от места образования боковых стенок, но под большим углом γ° . Наблюдениями установлено, что

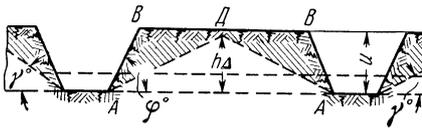


Рис. 20. Схема образования борозды и разрушения массива при рыхлении пород рыхлителями:

III, IV, V — категория породы

у крупносkeletalных пород трещины равны примерно $1,5\text{--}2,5$ значениям ширины борозды по верхней части с изменяющимся углом от 20 до 40° , при рыхлении песчано-глинистых сланцев — $35\text{--}50^\circ$. Такое нарушение целостности массива, кроме прямого рыхления (отрыва кусков породы) при образовании борозды за счет стружкообразования, позволяет создать условия, благоприятные для работы бульдозеров. Оставшиеся в массиве (между бороздами) конусные целички неразрушенной породы (рис. 24, ΔADA) высотой $0,3\text{--}0,7 h_{\Delta}$ борозды легко срезаются ножом отвала бульдозера. Отношение высоты срезанной части межбороздого целика (см. рис. 20, пунктирная линия) к глубине борозды U определяет коэффициент использования глубины рыхления по полезной работе бульдозера ψ . При ширине зуба $8\text{--}10$ см для пород III категории коэффициент использования глубины рыхления составляет $0,6\text{--}0,9$, для IV категории — $0,4\text{--}0,6$, для пород V категории — $0,3\text{--}0,4$. Изменение коэффициента использования глубины рыхления приведено на рис. 21.

Анализ опытных данных показывает, что значения ψ располагаются на одной прямой. Это свидетельствует о прямолинейном характере зависимости коэффициента использования глубины рыхления от глубины врезания рыхлителя в массив породы. Разделив опытные данные на группы и решая уравнение

$$\psi = U_{\text{бор}} a + b, \quad (41)$$

установили, что абсолютные значения постоянных a и b для пород III категории соответственно равны $0,0125$ и $0,42$; для пород IV категории — $0,0087$ и $0,36$; V категории — $0,007$ и $0,24$.

На опытных площадках исследовано рыхление пород зубьями клинообразно-прямоугольной и трехгранной форм. Установлено

преимущество зубьев первого типа. При применении таких зубьев с заостренным и отогнутым носком (рис. 22), когда угол врезания зуба в массив породы β° на $8-14^\circ$ больше угла рыхления α° , увеличивается количество трещин в межбороздвом целике, вследствие чего на $10-15\%$ повышается коэффициент использования глубины рыхления.

Рыхление трудно разрабатываемых пород сопровождается постоянным откалыванием их частиц от массива (см. рис. 18). Сколы распространяются от режущей части лобовой грани зуба наклонно вверх к поверхности массива. При рыхлении же пластичных пород наблюдается отделение плоских веерообразных элементов, которые,

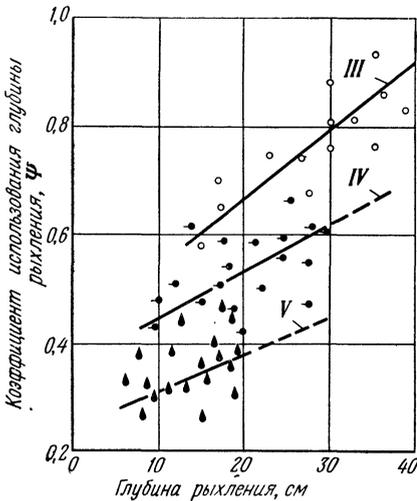


Рис. 21. Зависимость коэффициента использования глубины рыхления от врезания зубьев рыхлителя в массив и категории разрабатываемых пород

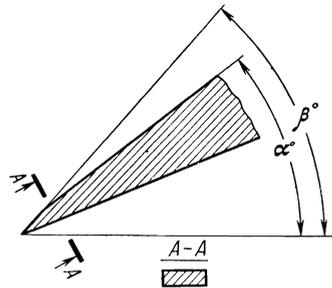


Рис. 22. Рациональная форма и угол заострения зубьев рыхлителей

следуя один за другим, скользят также по лобовой части зуба и вытесняются к поверхности по мере движения рыхлителя вперед. При этом на непосредственное резание, когда одновременно работают три зуба рыхлителя, расходуется до $30-40\%$ тягового усилия. Остальная же часть усилия, видимо, идет на преодоление сил сцепления стружки по боковой поверхности борозды с массивом.

Разрушение пород навесными рыхлителями основано на статическом методе и является сложным процессом, представляющим комбинацию резания с отрывом. Поэтому параметры и производительность рыхлителей зависят прежде всего от удельных сопротивлений разрыву и сдвигу мерзлых пород [29, 43, 58]. Так, глубина рыхления и площадь поперечного сечения борозды в илесто-льдистых отложениях в два-три раза больше, чем в галечно-щебенистых породах. Сезонномерзлые породы (корка) вследствие предварительного обезвоживания имеют сравнительно низкие удельные сопротивления разрушению. Поэтому производительность рыхлителей на мерзлой корке даже с температурой минус $20 \div 15^\circ \text{C}$ в

несколько раз выше, чем на рыхлении вечномерзлых пород, температура которых —5° С. Средние параметры рыхления приведены в табл. 35.

Т а б л и ц а 35

Параметры рыхления мерзлых пород рыхлителями

Тип рыхлителя	Параметры рыхления мерзлых пород, см				Глубина рыхления сезонно- мерзлых пород
	галечно-щебенистых		иристо-льדיстых		
	глубина рыхления	ширина борозды	глубина рыхления	ширина борозды	
ДП-5С	5	11	8	18	10
ДП-22С	12	25	22	50	30
Д-652АС	15	30	29	62	40
9Б	35	51	50	100	60

На производительность рыхления существенно влияют также шаг (расстояние между бороздами), схема и длина борозды рыхления. С увеличением шага глубина бульдозерной выемки уменьшается и, наоборот, по мере уменьшения шага глубина выемки увеличивается и приближается к глубине рыхления.

Наблюдения за процессом рыхления показали, что производительность рыхлителей в значительной степени зависит от схемы движения машин. Основываясь на опытных данных, выявлены следующие их разновидности: продольно-кольцевыми смежными заездами; продольно-поперечными смежными заездами; спиральными заездами, смещенными на половину межбороздового целика; продольно-кольцевыми заездами, смещенными на половину межбороздового целика; возвратно-поступательными смежными заездами; возвратно-поступательными заездами, смещенными на половину межбороздового целика. На рис. 23 показаны схемы различных заездов (стрелками указано направление движения машин).

По схеме движения продольно-кольцевыми смежными заездами машина прокладывает борозды до края площадки полигона и для обратного хода делает разворот за ее пределами. При этом между бороздами образуется продольный целик, длина которого равна длине площадки, а ширина по нижнему основанию равна расстоянию между зубьями рыхлителя.

При продольно-поперечных смежных заездах машина дважды производит рыхление одной и той же площадки: сначала — вдоль нее, затем — поперек. Образующиеся при рыхлении межбороздовые целики имеют вид квадратов.

По схеме спиральных смежных заездов рыхлитель совершает движение по спирали в пределах площадки. Образующиеся при движении межбороздовые целики такие же, как и при движении продольно-кольцевыми смежными заездами.

При спиральных заездах, смещенных на половину межбороздового целика, машина дважды, рыхлит одну и ту же площадку. Вследствие повторного рыхления ширина межбороздового целика уменьшается более чем в 2 раза.

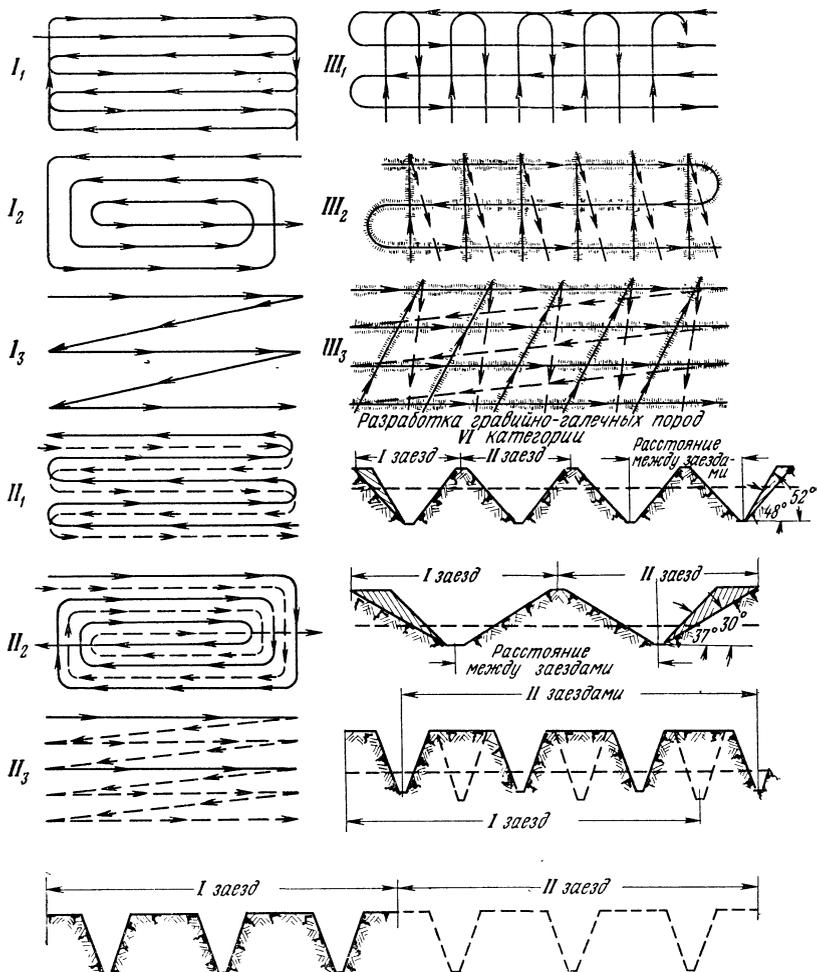


Рис. 23. Схемы движения рыхлителей и их классификация:

I_1, I_2, I_3 — смежные заезды; II_1, II_2, II_3 — смещенные заезды наполовину межбороздового целика; III_1, III_2, III_3 — продольно-поперечные смежные и смещенные заезды (условия применения схем движения рыхлителей см. в табл. 36)

По схеме продольно-кольцевых заездов, смещенных на половину межбороздового целика, машина движется так же, как и по схеме продольно-кольцевых смежных заездов. При этом площадка рыхлится дважды, и, следовательно, ширина межбороздового целика уменьшается.

Рекомендуемые условия применения рыхлителей при разработке россыпей

Наименование	Характеристика и категория разрабатываемых пород	Ширина полигона, м
I группа		
Смежные заезды	Песчано-глинистые породы, галька размером от 10 до 100 мм, щебень различных размеров	
Продольно-кольцевые Спиральные Возвратно-поступательные	Галечно-щебенистые породы, связанные глиной. Песчано-глинистые породы с включением гальки, щебня и валунов. Суглинки тяжелые с примесью щебня III—IV категорий	$\begin{matrix} > 20 \\ > 30 \\ < 30 \end{matrix}$
II группа		
Смещенные заезды на половину межбороздового целика	Песчано-глинистые породы с включением гальки, щебня и валунов	
Продольно-кольцевые Спиральные Возвратно-поступательные	Конгломераты осадочных пород, мерзлые породы I—II категорий. Песчаники, слабо сцементированные с песчано-глинистым цементом, IV—V категорий	$\begin{matrix} > 30 \\ > 30 \\ < 30 \end{matrix}$
III группа		
Продольно-поперечные смежные и смещенные заезды	Конгломераты осадочных пород. Мергель глинистый, мерзлые породы I—VI категорий. Руды охристо-глинистые. Пемза. Сланцы углистые	Не ограничивается
Продольно-поперечные кольцевые		
Продольно-кольцевые и поперечно-возвратно-поступательные	Антрациты и другие крепкие угли. Глины отвердевшие. Сланцы метаморфизованные. Туфы выветрелые	40—60
Продольно-поперечные возвратно-поступательные	V—VIII категорий	< 40

При возвратно-поступательных смежных заездах машина при достижении контура площадки не разворачивается, а холостым ходом, со скоростью в 2—2,5 раза превышающей скорость рабочего хода, возвращается к тому же краю площадки, от которого начато рыхление.

По схеме возвратно-поступательных заездов, смещенных на половину межбороздового целика, машина дважды рыхлит одну и ту же полосу, смещаясь только на половину межбороздового целика.

Из рассмотренных схем движения рыхлителей видно, что они отличаются по направлению заезда и характеру образующегося целика. На основе этих признаков для практического использования предлагается классификация заездов рыхлителей и условия их

применения (табл. 36). Как показано на рис. 23, I и II группы заездов рыхлителей подразделяются в зависимости от направления движения на три подгруппы: продольно-кольцевые, спиральные и возвратно-поступательные; III группа является сочетанием двух первых.

Межбороздовые целики по характеру их образования делятся на три типа:

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

продольный целик с дополнительной бороздой посередине, образующийся при смещенных заездах;

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

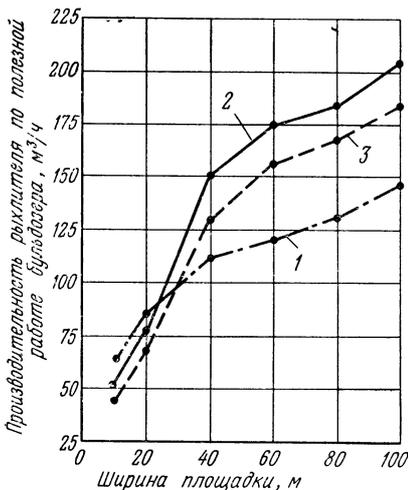
Форма и размеры межбороздовых целиков влияют на производительность рыхлителей. От размеров межбороздового целика зависит и коэффициент использования глубины рыхления при последующей бульдозерной выемке. С целью выяснения вопроса, как влияют форма и размеры целиков на производительность рыхлителей и бульдозеров при разработке различных пород, провели опытные работы на трех типичных промышленных полигонах [73]. Породы **на первом** полигоне представлены жирными глинами и суглинками III категории, **на втором** — песчано-глинистыми сланцами V—VI категорий, **на третьем** — рыхлыми отложениями IV категории крупноскелетной структуры. На каждой опытной площадке примерно одинакового размера (50×100 м) проверяли три схемы движения: с продольно-кольцевыми, спиральными и возвратно-поступательными заездами. Породы рыхлили рыхлителями ДП-5С. Наблюдения вели за распределением рабочего времени, длиной пройденного рыхлителем пути, глубиной рыхления и толщиной снимаемого бульдозерами слоя (табл. 37).

Анализ трудоемкости рыхления и выемки пород различных категорий показывает, что тяжелые глины и суглинки необходимо рыхлить по схеме с продольно-поперечными заездами, крупноскелетный материал — по схеме со смежными заездами, а песчано-глинистые сланцы — по схеме со смещенными заездами.

Выбирая схему движения рыхлителей, необходимо учитывать размер полигона. При спиральных и продольно-кольцевых заездах машины совершают повороты, во время которых скорость их движения резко снижается, поэтому такие схемы движения нерационально применять на полигонах небольших размеров. Кроме того, в процессе продольно-кольцевых заездов рыхлитель для разворота проходит дополнительное расстояние вне контуров площади рыхления. При поступательно-возвратных заездах от размеров полигона зависит количество переключений передач и общая длина холостого хода машины. Для выявления эффективности той или иной схемы заезда в зависимости от ширины площадки произведены

**Трудоемкость выемки в зависимости от характеристики пород
и размеров межбороздовых целиков**

Показатели	Тяжелые глины и суглинки III категории			Крупносkeletalный материал IV категории			Песчано-глинистые сланцы V—VI категории		
	Группа								
	I	II	III	I	II	III	I	II	III
Длина пути рыхления, м	3630	6300	5950	3560	6120	6410	3490	6210	5980
Средняя глубина врезания зубьев в массив породы, см	30,3	30,3	30,3	21,5	21,5	21,5	11,7	11,7	11,7
Средняя толщина снятого бульдо- зером слоя, см	12,5	17,3	18,5	12,0	13,3	12,7	3,4	4,7	4,0
Коэффициент ис- пользования глубины рыхле- ния	0,41	0,57	0,61	0,56	0,62	0,59	0,29	0,40	0,34
Время, затрачен- ное на рыхле- ние и снятие бульдозером слоя, ч	6,0	6,6	6,2	6,2	8,4	8,5	4,7	5,6	6,1
Трудоемкость вы- емки на 1000 м ³ горной массы, машино-смен	9,6	7,6	6,7	10,4	12,7	13,6	27,6	22,3	25,9
Сравнение, % . . .	100	79	70	100	118	131	100	81	94



расчеты, результаты которых графически представлены на рис. 24.

Из графика видно, что при ширине площадки до 20—30 м рационально применение возвратно-поступательных заездов, а при большей ширине — спиральных или продольно-кольцевых. Производительность рыхлителей при спиральных заездах на 8—13% выше, чем при продольно-кольцевых. Выбирая схему заездов, необхо-

Рис. 24. Зависимость производительности рыхлителей от ширины площадки при различных схемах заездов:

1 — при возвратно-поступательном заезде; 2 — при спиральном заезде; 3 — при продольно-кольцевом заезде

димо учитывать тип рыхлителя; схема движения рыхлителей должна быть выбрана с учетом характеристики пород, подлежащих разработке, размеров площадки и парка машин. Это и положено в основу рекомендуемых условий применения тракторных рыхлителей (см. рис. 23).

Рыхление пород — подготовительная операция в технологическом цикле выемки пород, поэтому производительность тракторного рыхлителя определяется в зависимости от производительности бульдозера. На основании рассмотренных закономерностей резания пород и организации работ выведена формула, определяющая производительность рыхлителя,

$$Q_p = (t_{см}\eta - A_{п}t_{пер}) v_{тр} U B_p \psi, \quad (42)$$

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

η — коэффициент использования сменного времени;

$A_{п}$ — количество поворотов рыхлителя;

$t_{пер}$ — время на переключение передач и один поворот, с;

$v_{тр}$ — скорость движения трактора (при разработке пород III категории — 2, IV — 2,34 и V — 2,5 м/с), км/ч;

U — глубина рыхления, м;

B_p — ширина полосы рыхления, м;

ψ — коэффициент использования глубины рыхления.

Изменение производительности рыхлителей в зависимости от ширины полигона и категории разрабатываемых пород (в талом состоянии), рассчитанное по формуле (42), характеризуется табл. 38.

Т а б л и ц а 38

Производительность рыхлителей на разработке талых пород, м³/ч

Категория разрабатываемых пород	Ширина полигона, м	Тип рыхлителя			
		ДП-5С	ДП-22С	Д-652АС	9Б
III	20	235	605	1000	1330
	40	280	650	1080	1440
	60	265	697	1160	1545
IV	20	58	180	300	400
	40	40	61	325	430
	60	60	65	345	460
V	20	11	36	60	80
	40	12	39	65	86
	60	13	41	69	92

Производительность рыхлителя возрастает с увеличением длины заезда за счет некоторого повышения скорости движения тягача и снижения удельного времени на развороты. Установлено, что при рыхлении мерзлых пород как галечно-щебенистых, так и ило-глинистых следует применять продольно-поперечные схемы (см. рис. 23).

Рациональный шаг рыхления на галечно-щебенистых породах для рыхлителя Д-652АС составляет 0,4 м; 9Б — 0,6 м, на илесто-льדיстых и глинистых отложениях соответственно 0,6 и 0,8 м. Соблюдать шаг рыхления до 0,4 м особенно мощным рыхлителем практически невозможно и не эффективно, так как его заносит в смежную борозду, вследствие чего производительность резко снижается. На рыхлении сезонной мерзлоты следует применять только продольную или поперечную схему. Шаг рыхления для ДП-5С и ДП-22С в зависимости от толщины мерзлой корки — 1—2,5 м, для Д-652АС и 9Б — 2—3 м [43, 58]. Изменение производительности рыхлителей в зависимости от длины заезда на разработке мерзлых пород характеризуется данными, приведенными в табл. 39.

Т а б л и ц а 39

Производительность рыхлителей на разработке мерзлых пород, м³/ч

Тип рыхлителя	Разрабатываемые породы								
	галечно-щебенистые VII—VIII категорий			илесто-льדיстые V—VI категорий			сезонно-мерзлые VI—VII категорий		
	Длина заезда рыхлителя, м								
	40	50	60	40	50	60	40	50	60
ДП-5С	2,6	2,8	3,0	5,7	6,1	6,5	85	90	93
ДП-22С	9,6	10,5	11,2	25,5	27,2	29,0	242	257	270
Д-652АС	18,8	20,3	21,5	54,5	58,0	62,0	326	347	362
9Б	80,0	86,0	92,0	242,0	262,0	274,0	545	588	615

Т а б л и ц а 40

Тип рыхлителя	Наименования	Мощность корки мерзлых пород, м				
		0,08	0,25	0,42	0,61	0,83
Д-9Б	Схема движения по классификации (см. рис. 23)	I ₂	I ₁	I ₃	III ₂	III ₃
	Затраты времени на 1 метр пути рыхления, с	1,4	1,6	1,8	2,6	3,3
Д-652АС	Схема движения	I ₂	I ₃	III ₁	—	—
	Затраты времени, с	2,0	2,4	3,0	—	—
Д-711С	Схема движения	II ₂	II ₃	—	—	—
	Затраты времени, с	2,3	2,9	—	—	—

Основываясь на методе тепловой мелиорации и организации работ по накапливанию запаса талых пород к осенне-зимней вскрышке, из условий годового и сезонного циклов подготовки

Производительность рыхлителей на подготовке пород к выемке по декадам осенне-зимнего периода (полигон шириной 60 м), м³/ч

Организация работ по накоплению талого слоя	Тип рыхлителя	Процесс	Декады осенне-зимнего периода				
			III—IХ	I—X	II—X	III—X	I—XI
			Мощность мерзлой корки, м				
			0,08	0,25	0,42	0,61	0,83
Мохо-торфяной покров 0,6—0,8 м снят осенью предыдущего года. Накапливание осуществлялось за июнь—август, $H=1,9$ м	Д-9Б	Рыхление мерзлой корки	320	665	475	445	360
		Вскрытие талого слоя	8300	4900	3200	1350	870
	Д-652АС	Общая подготовка	8620	5665	3675	1795	1230
		Рыхление мерзлой корки	190	247	327	—	—
		Вскрытие талого слоя	6000	1940	1440	—	—
		Общая подготовка	6190	2187	1767	—	—
Мохо-торфяной покров 0,6—0,8 м снят в июне текущего года, накапливание осуществлялось за июль—август, $H=1,2$ м	Д-9Б	Рыхление мерзлой корки	320	665	475	445	—
		Вскрытие талого слоя	4460	2045	780	95	—
	Д-652АС	Общая подготовка	4780	2710	1255	540	—
		Рыхление мерзлой корки	190	247	327	—	—
		Вскрытие талого слоя	3080	960	455	—	—
		Общая подготовка	3270	1207	782	—	—
Мохо-торфяной покров 0,6—0,8 м снят в июле текущего года. Накапливание осуществлено в августе, $H=0,6$ м	Д-9Б	Рыхление мерзлой корки	320	665	—	—	—
		Вскрытие талого слоя	1680	560	—	—	—
	Д-652АС	Общая подготовка	2000	1225	—	—	—
		Рыхление мерзлой корки	190	247	—	—	—
		Вскрытие талого слоя	1000	286	—	—	—
		Общая подготовка	1190	533	—	—	—

полигонов произвели расчет с трех-, двух- и одномесячным периодами оттаивания вечномерзлых пород по опытным данным (табл. 40). По рыхлению мерзлых пород рыхлителями общего и специального назначения, работающими по схемам заездов, показанным на рис. 25, для конкретных горнотехнических параметров полигонов рассчитали их производительность и с учетом межмерзлотного талого слоя по декадам осенне-зимнего периода (см. рис. 1, а) определили подготовку пород к выемке (табл. 41).

Из табл. 41 видно, что подготавливаемый одним рыхлителем объем породы по декадам осенне-зимнего периода достаточно высок и обеспечивает продление сезона вскрыши в зависимости от

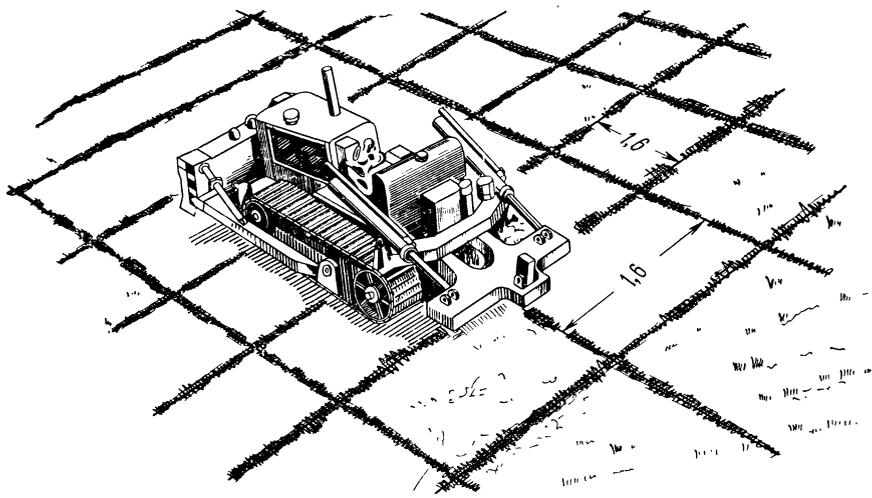


Рис. 25. Разработка мерзлых пород (рыхление корки) рыхлителем специального назначения по схеме продольно-поперечными заездами

организации работ на 20—50 дней. Поэтому при планировании вскрышных работ необходимо предусматривать мероприятия по накоплению запасов талых пород и использование рыхлителей на базе тракторов 250—385 л. с. в комплексе со 100—180-сильными бульдозерами. В этой связи рациональным следует считать соблюдение определенного режима выемки по всей площади полигона, при котором накопленный слой талых пород, находящийся под мерзлой коркой, до разработки предохраняется снежным покровом, а во взрыхленном состоянии не успевает промерзнуть более чем на 3—5 см. При подготовке пород к выемке рыхлением мерзлой корки рыхлителями (рис. 25), осуществляемой по схемам III₁₋₃ (см. рис. 23), не должно быть кусков породы (плит), затрудняющих работу бульдозеров по условиям отвалообразования. Это и предопределяет расстояние между продольными и поперечными заездами и организацию работ.

Применение рыхлителей позволяет продлить сезон вскрышных работ, увеличить годовую выработку бульдозеров на 5—15 тыс. м³ и эффективно отрабатывать участки россыпей с трудными горно-техническими условиями. Рыхлители ДП-5С (Д-515С) эффективно применять на разработке пород III—IV категорий; Д-576, Д-711С и ДП-22С — на разработке пород IV—V категорий; Д-652АС — на разработке пород IV—VI категорий и Д-9Б — на разработке пород V—VII категорий.

Потенциальная экономическая эффективность рыхлителей ДП-5С составляет 7 тыс. руб., ДП-22С — 15 тыс. руб., Д-652АС — 23 тыс. руб., 9Б — 80 тыс. руб. в год.

Раздел третий

**РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД ЗЕМЛЕРОЙНЫМИ
МАШИНАМИ**

Глава I

БУЛЬДОЗЕРНЫЕ РАБОТЫ

На приисках Северо-Востока бульдозеры начали применять в 1944 г., а с 1950 г. они заняли ведущее место. Высокая маневренность и способность бульдозеров производить выемку пород послойно (тонкой стружкой) позволили с большим эффектом использовать их на разработке вечномёрзлых россыпей. В последующее десятилетие развитие бульдозерной разработки россыпей осуществлялось еще более быстрыми темпами: внедрялись мощные бульдозеры на базе тракторов 130, 140, 180, 250 и 385 л. с. и их новые модификации, накапливался опыт эксплуатации машин, совершенствовалась технология и организация работ. В результате удельный вес бульдозерной выемки пород в общей переработке горной массы на приисках достиг 93%. При этом рост объема бульдозерных работ сопровождался не только увеличением числа машин, но и улучшением их использования. Это позволило увеличить годовую (сезонную) выработку на бульдозер с 45 тыс. м³ в 1960 г. до 65 тыс. м³ в 1971 г., резко сократить объем перевалки торфов, более чем в 5 раз повысить производительность труда рабочих и в 2,5 раза снизить себестоимость вскрышных работ.

Основные технико-экономические показатели по бульдозерному парку приисков Магаданской области за 1971 г. приведены в табл. 42.

Экономический эффект от использования мощных бульдозеров значительно возрастает за счет снижения народнохозяйственных затрат, в частности уменьшения численности трудящихся.

Годовая экономия от применения мощных бульдозеров по сравнению со 100-сильными составляет у машин на базе трактора 130 л. с. — 8,6 тыс. руб., 180 л. с. — 16 тыс. руб., 250 л. с. — 21 тыс. руб. и 385 л. с. — 40 тыс. руб. При этом срок окупаемости капитальных затрат, вкладываемых в приобретение мощных машин, у бульдозеров Д-532 составляет 3,6 года, Д-575 — 2,2, Д-572 — 2 и Д-9Ж — 1,5 года. Это наглядно показывает, что из-за высоких издержек производства эффективность технического прогресса на приисках Северо-Востока во много раз выше, чем в центральных районах страны. Здесь моральное старение техники происходит значительно быстрее, а сроки окупаемости средств, затрачиваемых на

Средние показатели работы бульдозеров на разработке россыпей

Показатели	Марка бульдозера			
	Д-494	Д-575	Д-572	Д-9Ж
Производительность, м ³ /ч	19	38	64	81
Годовая выработка, тыс. м ³	53	85	164	226
Коэффициент заменяемости бульдозеров с учетом мощности, выработки и использования по времени	1,0	1,52	2,67	4,40
Трудовые затраты на 1000 м ³ , чел-дней	44,6	35,1	17,7	13,0
Себестоимость переработки 1 м ³ , %	100	83	68	60

ее приобретение, оказываются значительно меньшими. Малая мощность и соответственно низкая производительность бульдозеров ограничивают горно-эксплуатационные возможности, ухудшают технологию горных работ, требуют резкого увеличения парка машин и численности трудящихся. Планируемое увеличение объема горных работ по освоению минеральных ресурсов Северо-Востока практически невозможно на базе тракторов класса 6—15 т, так как потребует чрезвычайно большого числа машин и соответственно непомерно увеличит себестоимость горных работ.

В настоящее время Челябинский тракторный завод ведет работы по созданию семейства новых мощных промышленных горных тракторов: Т-220СВ, Т-330СВ, Т-500СВ и Т-900СВ. Конструкция их разрабатывается с учетом технических требований, удовлетворяющих условиям горных работ в районах Севера и Северо-Востока. Опытные образцы Т-220, Т-330 и Т-500 уже изготовлены и проходят успешные испытания на заводском полигоне. Изыскание путей рационального использования имеющегося парка бульдозеров, упорядочение планирования бульдозерных работ и совершенствование технологии выемки пород с целью повышения эффективности бульдозерной разработки россыпей является первостепенной задачей на ближайшие годы.

§ 1. Общие сведения о бульдозерах и их классификация

На приисках Северо-Востока в качестве тягачей и базовых машин для бульдозеров используют гусеничные тракторы общего (С-80, С-100, С-100ГП, Т-100М, Т-100МГП, Т-130ГП) и промышленного (Т-140, Т-180, ДЭТ-250, Д-9Ж) назначения.

По классу тяги тракторы с оборудованием бульдозера характеризуются:

Класс тяги, тс	Мощность двигателя, л. с.	Масса трактора, т
6	80—100	12
9	130—140	15
15	180—220	25
25	250—330	35
35	500	50

На горных работах применяются несколько марок бульдозеров, отличающихся мощностью трактора, конструкцией рабочего органа и системой управления отвалом, которые характеризуются данными табл. 43.

По конструкции и способу крепления различают бульдозеры: с неповоротным отвалом, постоянно закрепленным под углом 90° относительно оси трактора, который, находясь в жестко связанном положении с рамой, может подниматься и опускаться только в вертикальной плоскости; с универсальным (поворотным) отвалом, который устанавливается под углом до 60° (в плане) в обе стороны к продольной оси трактора и имеет наклон к горизонту в вертикальной плоскости до $10—12^\circ$.

По системе управления работой отвала различают бульдозеры: с канатно-блочным управлением — простым и надежным в эксплуатации, которое позволяет с большой скоростью производить подъем и опускание отвала; с гидравлическим управлением, при котором заглубление отвала осуществляется под действием штоков гидравлических цилиндров.

Навесное оборудование с канатно-блочной системой управления состоит из следующих узлов: при неповоротном отвале — из толкающих брусьев с закрепленным на них отвалом с ножом, передней стойки, однобарабанной лебедки, приводимой в работу от вала отбора мощности трактора, и канатно-блочной системы; при универсальном (поворотном) отвале — из универсальной толкающей рамы с закрепленным на ней поворотным отвалом, боковых упоров, передней стойки, лебедки и канатно-блочной системы.

Навесное оборудование с гидравлической системой управления состоит из следующих узлов: при неповоротном отвале — из толкающих брусьев, закрепленного на них отвала с ножом, гидроцилиндров и гидросистемы, смонтированной на тракторе. Гидросистема трактора состоит из редуктора привода насосов, двух шестеренчатых масляных насосов, гидрораспределителя, бака трубопроводов и гидроцилиндров; при поворотном отвале конструкция отличается только универсальной толкающей рамой, на которой крепится поворотный отвал, и боковыми упорами.

Определение потребностей мощности трактора при работе его с навесным оборудованием бульдозера. Потребная мощность двигателя трактора определяется по формуле

$$N_{дв} = \frac{P_{сум} v_6}{3600 \mu_m}, \text{ кВт} \quad (43)$$

где $P_{сум}$ — общее суммарное сопротивление;

Техническая характеристика бульдозеров

Марка бульдозера	Марка базового трактора	Размеры отвала, мм		Подъем отвала над опорной поверхностью гусениц, мм	Опускание отвала ниже опорной поверхности гусениц, мм	Угол резания	Модель лебедки или маслососа	Размеры бульдозера, мм			Масса навесного оборудования, кг	Рабочая масса бульдозера, кг
		длина	ширина					длина	ширина	высота		
Машины с канатным управлением												
Д-259А	С-100	4150	1000	1100	1000	46, 55, 52	Д-269, Д-499	5 430	4150	3050	1620	14 000
Д-271А	Т-100М	3030	1100	900	1000	52—62	Д-269, Д-499	5 150	3030	3050	1580	13 300
Д-686	Т-100М	3200	1200	900	1000	55—60	Д-499Б	5 300	3200	3040	2022	13 820
Д-275А	Т-140	3350	1150	1400	1000	50—60	Д-499Б	6 705	3350	2800	2935	17 983
Д-575	Т-180	3640	1220	960	800	48—57	Д-499	6 406	3640	2825	2900	18 600
Машины с гидравлическим управлением												
Д-494А	Т-100МГП	3030	1100	880	380	55—65	НШ-46	5 125	3030	3050	1530	13 530
Д-687	Т-100МГП	3200	1200	850	370	55—60	НШ-46	5 100	3200	3059	1700	13 710
Д-532	Т-100ГП	3200	1100	890	335	50—65	НШ-60В	5 180	3242	3200	1850	13 350
Д-521	Т-140ГП	3360	1150	1130	430	50—60	НШ-60В	6 585	3360	2825	2265	16 965
Д-522	Т-180ГП	4430	1200	850	500	50—60	НШ-60В	6 950	4450	2825	3960	18 050
Д-572	ДЭТ-250	4540	1150	840	400	50—60	УРС-10	7 038	4540	3180	3980	31 380
Д-9Ж	Д-9	4300	1550	800	500	40—60		6 380	4300	3404	—	37 865
Машины, готовые к серийному выпуску	Т-220	3470	1550	1000	400	40—60	УРС-10	7 845	3470	3020	2020	27 360
	Т-330	3876	1400	1000	500	40—60	УРС-10	8 890	3876	3275	2400	37 553
	Т-500	4175	1600	1200	500	40—60	УРС-10	10 175	4175	3275	2800	48 734

v_6 — скорость трактора, обычно на первой или второй передаче, км/ч;

μ_m — к. п. д. трансмиссии трактора, равный 0,80—0,85.

Выемка породы и ее перемещение производятся на первой передаче.

Мощность двигателя трактора определяется сопротивлением, которое должно быть преодолено при работе бульдозера [47].

Общее суммарное сопротивление равно

$$P_{\text{сум}} = P_p + P_b + P_m + P_6, \quad (44)$$

где P_p — сопротивление пород резанию;

P_b — сопротивление волочению призмы пород впереди отвала;

P_m — сопротивление от трения пород по отвалу;

P_6 — сопротивление перемещению собственной массы бульдозера.

Сопротивление пород резанию P_p определится из выражения

$$P_p = \mu_c b_p h_{\text{стр}}, \quad (45)$$

где μ_c — коэффициент удельного сопротивления резанию пород (для бульдозера, разрабатывающего породы I—VIII категорий, он находится в пределах 60—160 кгс/см²);

b_p — ширина резания или длина ножа отвала, м;

$h_{\text{стр}}$ — средняя толщина срезаемой стружки, м.

Величина P_b определится по формуле

$$P_b = G_1 \rho_2, \quad (46)$$

где G_1 — тяговое усилие трактора, кгс;

ρ_2 — коэффициент трения породы о массив (0,7—1,2).

$$G_1 = 0,6 h_{\text{от}}^2 L_{\text{от}} \gamma_0, \quad (47)$$

где $h_{\text{от}}$ — высота отвала, м;

$L_{\text{от}}$ — длина отвала, м;

γ_0 — объемная масса, кг/м³.

Сопротивление от трения пород по отвалу P_m определится из выражения

$$P_m = G_1 \rho_3 \cos^2 \varphi_p, \quad (48)$$

где ρ_3 — коэффициент трения породы о сталь (0,4—0,6);

φ_p — угол резания ножа отвала, ... °

Сопротивление перемещению собственной массы бульдозера P_6 определится по формуле

$$P_6 = G_6 (\mu_1 + i), \quad (49)$$

где G_6 — сила тяжести бульдозера с трактором, тс;

μ_1 — коэффициент сопротивления перемещению трактора по породе (0,1—0,2);

i — уклон пути.

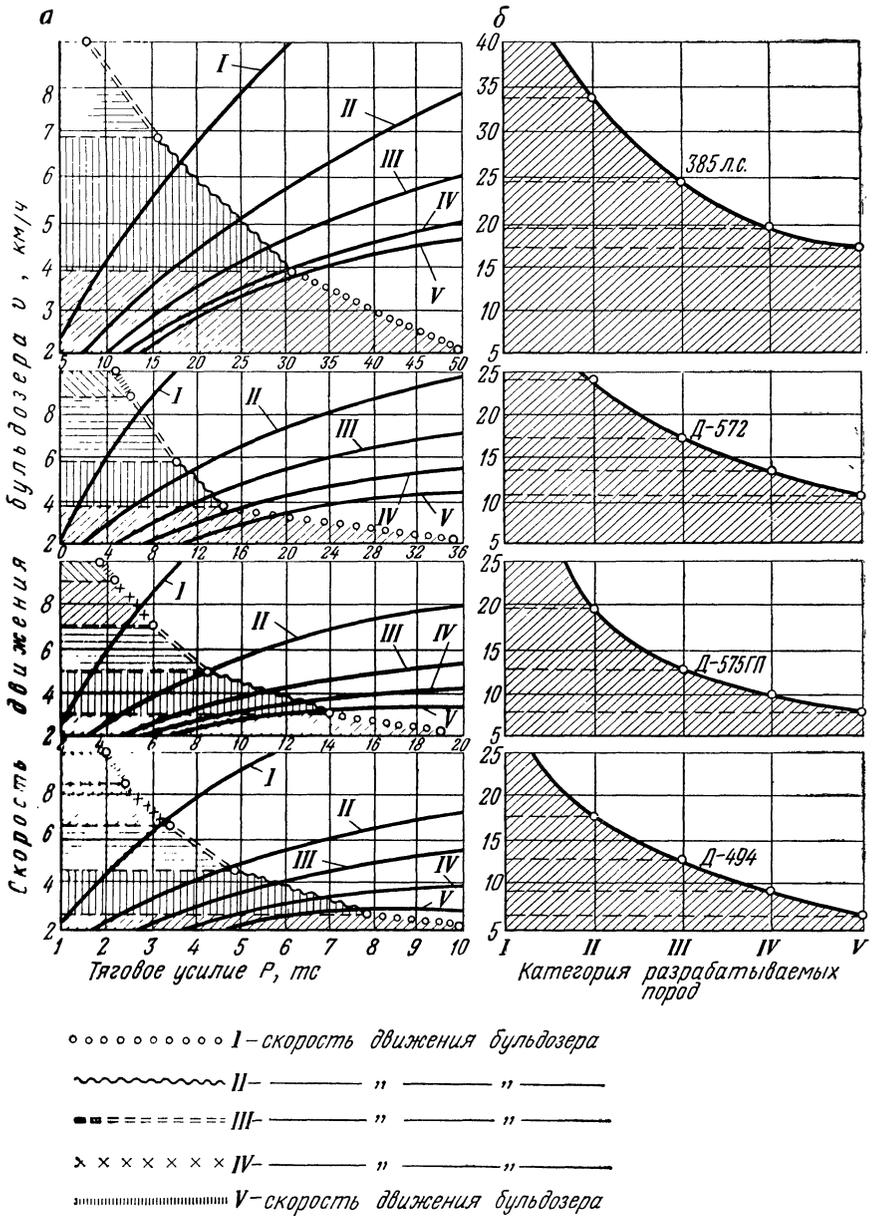


Рис. 26. Изменение параметров:

а — тягового усилия в зависимости от скорости движения и глубины врезания отвала бульдозера в массив пород I—V категорий; **б** — глубины врезания отвала в зависимости от категории разрабатываемых пород

Основываясь на положении, что сопротивление пород резанию прямо пропорционально количеству ударов плотномера (см. табл. 3) и зависит от конструкции отвала, с учетом опытных данных изменения тягового усилия трактора от скорости движения бульдозера на первой—пятой передачах, глубину врезания отвала $U'_{вр}$ в породный массив определим по формуле [73]

$$U'_{вр} = \left(\frac{G_1}{\psi_n C'} \right)^{\frac{4}{3}}, \quad (50)$$

где ψ_n — коэффициент, учитывающий особенности режущей части отвала бульдозера при врезании отвала, являющийся $f(G_1)$;

C' — количество ударов плотномера (см. табл. 3).

Результаты исследований и расчетов по формуле (50) сведены в график рис. 26, б. Из рисунка видно, что по тяговому усилию и скорости движения бульдозеров мощностью 100, 180, 250 и 385 л. с. врезание отвалов в породы V—II категорий ограничено соответственно глубиной 7—18, 8—20, 11—24 и 17—34 см. Это особенно важно знать при разработке вечномерзлых россыпей с использованием естественного оттаивания мерзлых пород, когда накопившие талого слоя резко снижает интенсивность горных работ.

§ 2. Производство бульдозерных работ

Бульдозеры общего назначения предназначены для выполнения земляных работ большого объема с перемещением пород на расстояние 80—100 м. Применяются на валке леса, корчевке пней, очистке дорог от снега, а также могут разрабатывать породы I—IV категорий без предварительного рыхления и V категории с рыхлением их рыхлителями.

Бульдозеры промышленного назначения предназначены для горных работ и используются при выемке и перемещении гравия, щебня, вскрышных пород на расстоянии до 200 м, засыпке ям, канав котлованов, траншей и разработке пород до V категории включительно без предварительного рыхления и VI—VIII категорий с механическим рыхлением.

Производство бульдозерных работ включает в себя следующие операции: набор (резание) породы отвалом, перемещение набранной породы к месту разгрузки, укладка породы и возвращение к месту набора породы.

Набор породы — операция, в ходе которой производится резание породы стружкой необходимой толщины с накоплением ее перед отвалом бульдозера (призма волочения). В легких породах I—II категорий отвал бульдозера следует фиксировать на первых 2—3 м движения, так как в этих условиях он в самом начале бульдозерования резко уходит на заглубление; в породах средней крепости (III категории) работа производится перемененно: то «плавающим», то зафиксированным отвалом в зависимости от его

заглубления; в тяжелых и плотных породах (IV категории) — только «плавающим» отвалом. Во всех случаях не следует совмещать набор породы с разворотом бульдозера, это может привести к поломке бортовых фрикционов и бортовых редукторов. Заглублять отвал в легких породах можно до 20 см, в тяжелых — до 10—15 см. Заглубление отвала при тросовом приводе происходит не только под действием его веса, но и вследствие особой конфигурации отвала: чем порода мягче, тем глубже уходит отвал.

Для достижения максимальной производительности необходимо, чтобы бульдозер двигался с наибольшей скоростью, резал породу

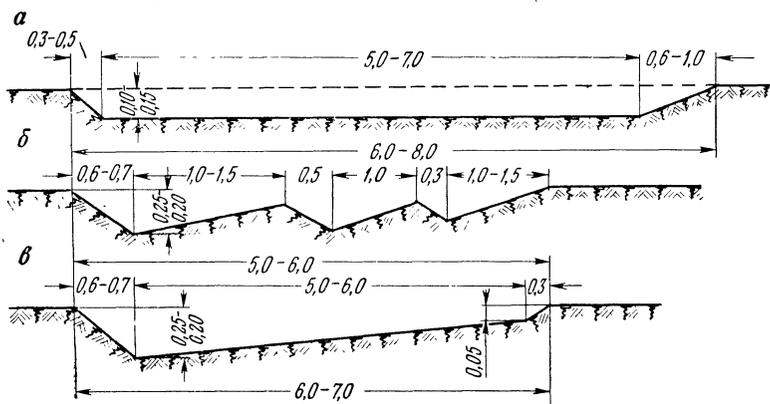


Рис. 27. Схемы зарезания и набора пород отвалом бульдозера:
а — прямое; б — гребенчатое; в — с переменной толщиной стружки

всей шириной ножа при возможно большей глубине резания, а количество породы, перемещаемой отвалом, было наибольшим. Однако перегружать машину тоже не следует. Перегрузка удлиняет время набора и перемещения породы и может повлечь за собой поломку бульдозера. Задача бульдозериста — в каждом отдельном случае поддерживать допустимую нагрузку. Контролировать нагрузку следует на слух по оборотам коленчатого вала двигателя. Как только под действием излишней нагрузки число оборотов уменьшится или двигатель начнет работать с перебоями, следует уменьшить или даже приостановить заглубление отвала. Нельзя для восстановления числа оборотов выключать главную муфту, а затем включать ее, не изменяя перед этим нагрузку на бульдозер. Углубление отвала бульдозера в массив пород бывает прямо-слоистым с постоянной и переменной толщиной стружки или гребенчатым (рис. 27). Прямо-слоистое зарезание производится обычно в породах I—II категорий, а в более плотных породах III и IV категорий зарезание гребенчатое.

Прямо-слоистое зарезание заключается в следующем. Заглубив отвал на 10—15 см, не меняя его положения, бульдозер движется вперед, срезая ровную стружку породы на протяжении всего пути

набора отвала (рис. 27, а). Путь набора породы при таком зарезании равен обычно 6—10 м, а объем породы, собираемой перед отвалом бульдозера Д-494А, составляет около 2 м³. Операция обычно проводится на первой и второй передачах. Время — 15—18 с.

При гребенчатом резании толщина стружки меняется. У некоторых бульдозеристов линия реза получается ломаной (рис. 27, б), однако большинство бульдозеристов выполняют линию реза в виде прямой, а стружка получается переменной толщины: вначале 20—25 см, а в конце пути 5—6 см (рис. 27, в). Зарезание по гребенчатой схеме производится следующим образом: заглубив отвал на максимально возможную глубину (15—25 см), бульдозер движется

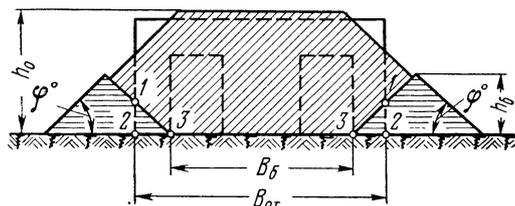


Рис. 28. Схема вала породы, перемещаемого бульдозером по траншее из боковых валиков
1—2—3 нормальной высоты

вперед, постепенно углубляя отвал. При этом путь набора породы сокращается до 4,5—6 м, а объем вынутых пород перед отвалом составляет 1,8—2,5 м³. На эту операцию затрачивается примерно 12—16 с. Увеличение объема при такой схеме зарезания получается вследствие того, что порода разрыхляется.

При выполнении операции «углубление в породу и набор породы перед отвалом» бульдозерист должен стремиться к использованию всей длины ножа и следить за тем, чтобы нож был всегда острым. Это облегчает и ускоряет работу. На различных уклонах применяется обычно прямое зарезание, так как при этом первоначальная максимально возможная толщина стружки может быть выдержана на всем пути набора в результате увеличения развиваемого трактором тягового усилия и уменьшения сопротивления породы при перемещении ее под уклон. Количество собираемой перед отвалом породы при этом увеличивается на 60—70%.

При перемещении породы к месту ее укладки операция начинается сразу же по окончании набора породы перед отвалом. Перемещение обычно производится на второй и третьей скоростях. При перемещении постоянно происходит осыпание породы по краям отвала, вследствие чего получается большой процент потерь. Во избежание этого перемещение осуществляется двумя способами: по траншее в породе и по траншее, образованной из валиков породы, осыпавшейся во время предыдущих проходов бульдозера. Для получения траншей в породе производят зарезание по одному и тому же проходу несколько раз. В результате получается траншея глубиной 0,3—0,6 м.

Самой рациональной является организация выемки и транспортировки породы бульдозером в траншеях, образованных боковыми валиками за счет потерь при ее перемещении (рис. 28). В траншее

объем вала получается большим в том случае, когда боковые валки породы повышены, а траншея глубже. Но при этом засыпаются гусеницы [54, 57, 59, 73]. Наибольшая допустимая высота боковых валиков и бортов траншеи определится по формуле

$$h_6 \leq (B_{от} - B_6) \operatorname{ctg} (90^\circ - \varphi_0), \quad (51)$$

где h_6 — высота бровки, м;

$B_{от}$ — ширина отвала бульдозера, м;

B_6 — ширина базы трактора, м;

φ_0 — угол откоса бокового валика, ...°.

Например, для бульдозера Д-494, у которого ширина отвала равна 3,03 м и база 2,5 м, при разработке песчано-глинистых пород нормальной влажности, когда угол составляет 35—42°, высота валиков должна быть 0,37—0,47 м. При углах естественного откоса бровок разрабатываемых пород менее 50° высота валиков не должна превышать 0,6 м.

В случае работы без траншей для поддержания постоянного объема вала перемещаемых пород можно, двигаясь к месту разгрузки, одновременно срезать тонкую стружку. При расстоянии транспортировки к месту разгрузки свыше 50 м це-

лесообразно применять способ перемещения в два этапа. Сначала порода перемещается на половину расстояния до места разгрузки и здесь оставляется. Затем бульдозер возвращается назад и снова идет к месту разгрузки, захватывая по пути породу, оставленную ранее. Укладка породы осуществляется в насыпь толстыми и тонкими слоями.

Укладка породы толстыми слоями (0,8—1,0 м) производится способом накапливания его отдельными горками вприжим с последующей планировкой или без планировки. При укладке вприжим вторую и последующие горки породы прижимают к ранее уложенным, как показано на рис. 29, а.

Укладка тонкими слоями производится путем подъема бульдозерного отвала на высоту 15—20 см при движении бульдозера с породой (рис. 29, б). В этом случае получается ровный слой, который в процессе отсыпки уплотняется бульдозером. Этот способ называется укладкой слоем на себя.

Другой способ (рис. 29, в) заключается в следующем. Доставив

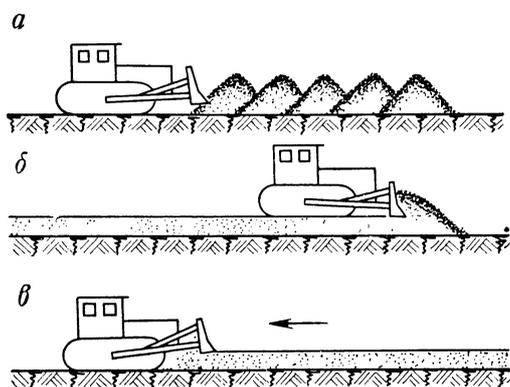


Рис. 29. Укладка разрабатываемой бульдозером породы в отвал:

а — горками вприжим; б — слоем от себя; в — слоем на себя

вал породы к месту укладки и не останавливая машину, бульдозерист быстро поднимает отвал и продвигается вперед еще на 1—1,5 м, после чего останавливает бульдозер, опускает на породу отвал, переключает на заднюю скорость и, двигаясь задним ходом, тыльной стороной разравнивает привезенную породу. Этот способ называется укладкой слоем от себя.

§ 3. Производительность бульдозеров

Производительность бульдозеров зависит от расстояния транспортировки, категории разрабатываемых пород, их влажности, плотности, коэффициента разрыхления, рельефа пути, системы разработки, метода выемки, принятой организации работ, степени использования машины в рабочем периоде, а также от осушенности полигонов. Эти факторы можно выразить двумя основными показателями: средним объемом вала перемещаемой породы бульдозером за одну езду и количеством циклов в рабочем периоде [29].

Сменная производительность бульдозера определяется по формуле

$$Q_6 = \frac{t_{см} \eta V_6}{\frac{L_{ср}}{v_p} + \frac{L'_{ср}}{v_x} + 2t_{пер}} \eta_0 \quad (52)$$

где $t_{см}$ — продолжительность смены, с;

η — коэффициент использования сменного времени;

V_6 — объем вала породы, перемещаемой бульдозером, м³;

η_0 — коэффициент наполнения отвала породой (см. рис. 32);

v_p, v_x — скорости рабочего и холостого ходов, м/с;

$t_{пер}$ — время переключения передач, с;

$L'_{ср}$ — средняя длина транспортировки, м.

Объем вала породы, перемещаемой бульдозером. Основными факторами, которые влияют на объем вала породы, набираемой отвалом бульдозера, является: физико-механические свойства разрабатываемых пород (плотность, механический состав, влажность), параметры отвала и способ его загрузки.

В целях определения влияния перечисленных факторов на объем перемещаемой бульдозером породы за один заезд на предприятиях объединения «Северовостокзолото» были проведены исследования. Наблюдения и замеры проводились за бульдозерами Д-271А, Д-494А, Д-532, Д-275А, Д-522 с отвалами прямой формы, Д-259А с отвалом сферической формы, Д-572 и Д-9Ж с полусферическими и сферическими отвалами при разработке пород II—V категорий. Кроме того, в анализе использованы материалы Сусуманской нормативно-исследовательской станции и лаборатории разработки россыпей ВНИИ-1 за 1969—1971 гг. по определению

производительности вновь осваиваемых предприятиями Магаданской области мощных бульдозеров и их новых модификаций.

Установлено, что существенное влияние на объем вала перемещаемой породы оказывают ее механический состав и влажность. У сыпучих малосвязанных пород типа песчаных и песчано-галечных форма вала по своим очертаниям близка к полуэллипсу [73]. Вследствие осыпания породы сверху и с боков вал принимает криволинейную форму, причем для сыпучих малосвязанных пород характерны выпуклые кривые его поверхности. В нижней части вал сыпучей

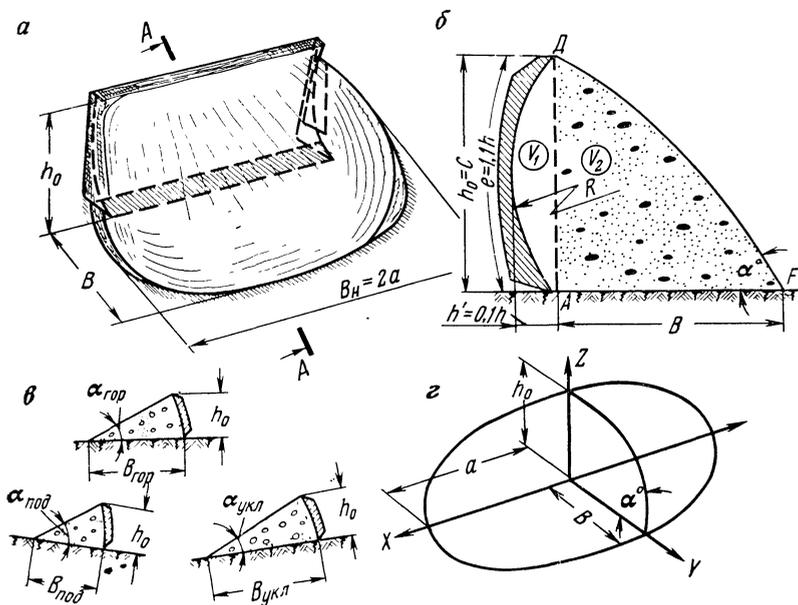


Рис. 30. Схема вала породы, перемещаемой бульдозером:

a — общий вид; *b* — поперечный разрез вала по *AA'*; *в* — вид вала при различном положении его к плоскости; *г* — вал в текущих координатах

породы при соприкосновении с поверхностью пути, по которому он перемещается, имеет криволинейное очертание, весьма близкое к части дуги эллиптической поверхности. Форма вала состоит из двух слагающих (рис. 30): постоянного V_1 и переменного V_2 , которые можно выразить как сумму объемов:

$$V_0 = V_1 + V_2. \quad (53)$$

При этом постоянный объем V_1 представляет призму с основанием, равным

$$\Pi_2 = \frac{1}{2} [Rl - C_1(R - h_c)]. \quad (54)$$

Приравнивая высоту вала породы к высоте отвала (лемеха) бульдозера и подставляя значения опытных данных — длину дуги по отвалу $l=1,1h_0$, длину хорды $C_1=h_0$, высоту сегмента $h_c=0,1h_0$ и радиус отвала $R=1,2h_0$ — в формулу (54), получим площадь сегментной части отвала, равную $0,1h_0^2$, или с учетом ширины вала B_n получим постоянный объем из выражения

$$V_1=0,1h_0^2B_n. \quad (55)$$

Переменный объем V_2 определяется в зависимости от площади поперечных сечений отвала по формуле

$$V_2=\int_0^b \Pi_3 d\Pi_3. \quad (56)$$

Поскольку площади поперечных сечений равны площадям треугольников, у которых один угол α° , а второй 90° , то их стороны, как у прямоугольного треугольника, равны h и $h_0 \operatorname{ctg} \alpha^\circ$, в свою очередь, $h_0 \operatorname{ctg} \alpha^\circ=b$ — меньшей полуоси эллипса, уравнение которого

$$\frac{x^2}{a^2} + \frac{y^2}{b^2} = 1, \quad (57)$$

где x и y — текущие координаты; a — большая полуось эллипса.

При изменяющемся значении x изменяется и y , в связи с чем их зависимость можно выразить, как

$$y = \frac{b}{a} \sqrt{a^2 - x^2}. \quad (58)$$

Подставляя значение y и h_0 в формулу площади треугольника и подставив a и B_n , получим

$$\Pi_2 = \frac{h_0^2 \operatorname{ctg} \alpha^\circ}{2B_n} (B_n^2 - 4x^2). \quad (59)$$

Подставляя значения из формулы (59) в формулу (56), определим

$$V_2 = \frac{h_0 \operatorname{ctg} \alpha^\circ}{B_n^2} \int_0^{\frac{B_n}{2}} B_n dx - \int_0^{\frac{B_n}{2}} 4x^2 dx = \frac{B_n h_0 \operatorname{ctg} \alpha^\circ}{6}. \quad (60)$$

Используя выражения (55) и (60) в формуле (53), после преобразований и введения коэффициента разрыхления породы k_p формулу определения объема вала получим в следующем виде:

$$V_6 = 0,1h_0^2B_n + \frac{B_n h_0^2 \operatorname{ctg} \alpha^\circ}{6} = \frac{h_n B_n (0,6 + \operatorname{ctg} \alpha^\circ)}{3k_p}, \quad (61)$$

где h_n — высота вала породы, м;

B_n — ширина вала по основанию, м;

α° — угол откоса вала породы, . . . $^\circ$;

k_p — коэффициент разрыхления породы.

Определение объема вала породы, перемещаемой бульдозером Д-259А со сферическим отвалом, произведено по той же методике, но с учетом формы вала, полученной в период опытных работ, а именно:

$$R = \frac{5}{6} C_1; \quad l = 0,017R\alpha^\circ = 1,15C_1; \quad h_0 = \frac{1}{6} C_1.$$

В связи с этим $V_1 = 0,12 B_n h_0$, а окончательная формула определения вала породы примет вид

$$V'_{\text{сф}} = \frac{B_n h_b (0,36 B_n + h_b \text{ctg } \alpha^\circ)}{3k_p}. \quad (62)$$

Учитывая, что отвалы бульдозеров нередко оборудуются открылками, форму их геометрических фигур определили по опытным данным и, используя ту же методику, постоянный и переменный объемы определили из выражений

$$V_1 = 0,15 h_0 B_n \quad \text{и} \quad V_2 = \frac{h_0 B_n \text{ctg } \alpha^\circ}{3}.$$

Суммируя их значения, формулу по определению объема вала породы получили в следующем виде:

$$V_{\text{от}} = \frac{h^2 B_n (0,45 + \text{ctg } \alpha^\circ)}{3k_p}. \quad (63)$$

Форму вала перемещаемой породы бульдозером Д-9Ж (фирмы Катерпиллер), оборудованном сферическим отвалом, представили эллипсоидом вращения. Представив его также в виде постоянного и переменного объема, после преобразований получили

$$V_1 = \frac{h^2 B_n \text{ctg } \alpha^\circ}{3}; \quad V_2 = \frac{B_n h_b \pi}{27}.$$

Тогда формула в окончательном виде приняла вид

$$V_{\text{сф}} = \frac{B_n h_b (B_n \pi + 9 h_b \text{ctg } \alpha^\circ)}{27k_p}. \quad (64)$$

Сравнение объема, полученного расчетным путем по формулам (61), (62), (63 и (64), с опытными данными показало, что расхождение составляет $\pm 2,2 \div 5,9\%$, т. е. находится в пределах точности замеров и расчетов. Такое расхождение подтверждает правильность выводов формул и дает основание рекомендовать их для инженерных расчетов.

Исследования показали, что с изменением механического состава и влажности сыпучих пород изменяются угол откоса вала и величина его по длине лемеха B_n . Высота же вала — h_b почти не изменяется и составляет для песчаных и песчано-галечных пород 0,9—1,1 h_0 , приближаясь в большинстве случаев к 1, т. е. $h_0 = h_b$.

При влажности песчано-галечных пород 12—18% в зависимости от крупности материала угол α° изменяется в пределах 35—41°. Изменение влажности этих пород с 10 до 20% приводит к увеличению объема вала, так как в результате большой вязкости пород высота и длина вала приближаются к размерам отвала, а угол α° изменяется в небольших пределах. Дальнейшее увеличение влажности пород ведет к уменьшению их вязкости, что приводит к изменению параметров h_B ; B_H и α° . Опытным путем был определен объем вала породы повышенной влажности. Расчеты объема, полученные по формулам (61), (62), (63) и (64), отличались от опытных на 4,5—6,0%. Это показывает, что в формулах учтено изменение объема вала породы в зависимости от влажности и каких-либо дополнительных поправочных коэффициентов не требуется. Результаты расчета объема вала при разработке пород различной категории бульдозерами с мощностью двигателей 100—385 л. с. сведены в табл. 44.

Т а б л и ц а 44

Изменение объема вала породы, перемещаемой бульдозером, в зависимости от влажности и категории, м³

Категория разрабатываемых пород	Влажность (льдистость), %	Марка бульдозера						Д-9Ж	
		Д-271А	Д-494	Д-532	Д-275А	Д-575	Д-572	с полусферическим отвалом	со сферическим отвалом
I—II	15—18	1,90	2,0	2,22	2,48	3,80	5,36	6,65	8,20
	< 10	1,44	1,50	1,66	1,74	2,78	3,90	4,90	5,95
III	10—20	1,65	1,75	2,0	2,06	3,30	4,64	5,85	7,15
	> 20	0,44	0,58	0,70	1,0	1,55	2,23	2,72	3,28
	< 10	1,29	1,41	1,47	1,64	2,44	3,04	4,40	5,55
IV	10—20	1,50	1,60	1,78	2,0	3,00	4,18	5,30	6,50
	> 20	0,38	0,55	0,61	0,69	1,20	1,50	2,17	2,60
VI—VIII (мерзлые взрыхленные при помощи ВВ)	—	1,17	1,24	1,47	1,86	2,45	3,0	4,40	5,35

Опыт работы бульдозеров показывает, что изменение подъема или уклона пути в пределах до 7% существенного влияния на объем вала не оказывает. Дальнейшее увеличение подъема или уклона пути заметно изменяет геометрические размеры и объем вала породы, перемещаемой бульдозером за один заезд (рис. 31).

Установлено, что для бульдозеров с прямым отвалом самой рациональной организацией работ является выемка и перемещение породы в траншеях, образованных боковыми валиками за счет потерь при транспортировании. Изменение объема вала

породы происходит в зависимости от высоты бровки (глубины траншеи) и длины транспортирования. Когда вал перемещается по траншее с бровками высотой менее 0,3 м, снижается коэффициент его пополнения вследствие осыпания пород под углом естественного откоса и потери горной массы. При создании бровок более 0,3 м потери от осыпания резко снижаются и коэффициент наполнения возрастает до 1,5 (рис. 32).

Рассмотренные выше данные позволяют определить объем вала породы, перемещаемой за один заезд, в конкретных условиях для каждого типа бульдозера. Однако установить различие в объеме вала породы, перемещаемой бульдозером, в зависимости от мощности его двигателя и технологических особенностей очень трудно. Поэтому произведено сравнение широко распространенных на приисках бульдозеров Д-494А и Д-532 с бульдозером Д-271А, сопоставлены тяговое усилие на крюке и скорость движения при максимальной мощности на раз-

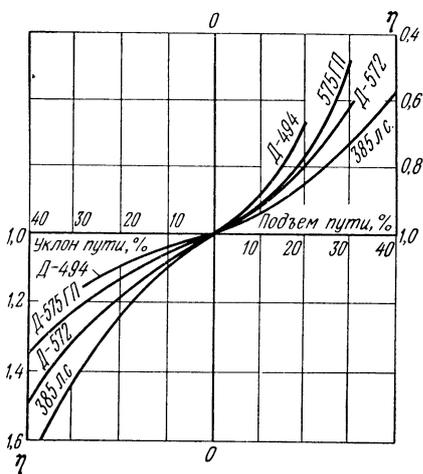


Рис. 31. Изменение коэффициента наполнения отвала породой η при работе бульдозера на подъем или под уклон

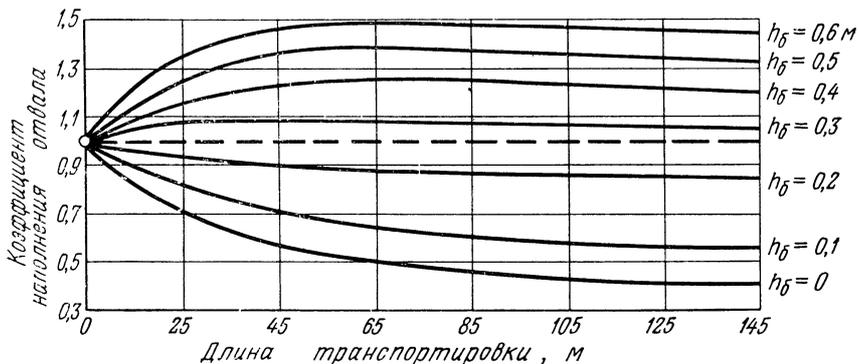


Рис. 32. Изменение коэффициента наполнения отвала бульдозера в зависимости от высоты бровки (глубины траншеи) и длины транспортирования породы

личных передачах. Это позволило установить, что с повышением тягового усилия и скорости движения при максимальной мощности объем одновременно перемещаемого вала породы увеличивается

у бульдозера Д-494А на 5—6% и Д-532 на 18—20%. При работе в идентичных условиях у бульдозера Д-532 по сравнению с Д-494А объем вала увеличивается на 12—14%; Д-575 в 1,8—2 раза, Д-572 в 2,4—2,7 раза и Д-9Ж в 3,2—3,4 раза. **Продолжительность заезда бульдозера.** За основу определения продолжительности заезда принято выражение, являющееся в формуле (52) знаменателем. Такое деление цикла не усложняет расчетов и позволяет достаточно точно определить его продолжительность. Наблюдения, проведенные за работой бульдозеров в различных условиях, подтверждают целесообразность деления цикла на три основные составляющие, где загрузка отвала бульдозера породой и движение его с грузом объединены, так как при выемке пород с использованием естественного оттаивания скорости перемещения бульдозера при загрузке и движении с грузом изменяются очень незначительно. Продолжительность загрузки и движения бульдозера с грузом $t_{зг}$ зависит от расстояния транспортировки и скорости перемещения:

$$t_{зг} = \frac{L_{общ}}{v_{ф}}, \quad (65)$$

где $L_{общ}$ — расстояние загрузки отвала породой l_3 и транспортировки породы к месту разгрузки $L_{ср}$, м;

$v_{ф}$ — фактическая скорость движения бульдозера, м/мин.

Фактическая скорость движения бульдозеров всегда меньше теоретической скорости трактора на данной передаче вследствие снижения числа оборотов двигателя от перегрузки. Так, при вскрыше торфов, представленных породами III и IV категорий нормальной влажности при расположении отвалов по бортам разреза, средняя скорость перемещения бульдозера с грузом в большинстве случаев составляет 1,6—2,4 км/ч (для различных машин) при подъемах до 6—7°. Скорость движения с грузом по отвалу при подъеме до 8—10° в среднем составляет 1,4—2,4 км/ч, а при подъеме более 8—10° — 1,2—2,0 км/ч. В нормальных условиях эксплуатации машин при их перемещении по твердому основанию (целик) и подъеме до 5—6° средняя скорость движения бульдозера с грузом достигает 1,9—2,7 км/ч. В процессе наблюдений были отмечены случаи работы отдельных машин на скоростях до 2,3—3,4 км/ч, что достигалось за счет форсировки двигателя. Примеры работы бульдозеров Д-271А во время движения с грузом на повышенных скоростях известны также в практике многих бригад. Однако работать на повышенных скоростях можно лишь в благоприятных горнотехнических условиях и машинистам высокой квалификации [43, 57].

Перемещение бульдозеров при холостом ходе как на вскрыше торфов, так и на разработке песков производится, как правило, на задней скорости. В зависимости от условий работы бульдозеров скорость холостого хода может изменяться в широких пределах. В основном она зависит от физико-механических свойств перемещаемой породы, уклона или подъема пути, технического состояния машины, расстояния перемещения и квалификации машиниста.

Скорости движения бульдозеров при подъемах и спусках, м/с

Марка бульдозера	Ход бульдозера	Угол подъема при отвалообразовании, . . °							
		3	6	9	12	15	18	21	25
Д-494А	Рабочий	0,70	0,65	0,51	0,44	0,22	—	—	—
	Холостой	1,81	1,94	2,07	1,98	1,88	—	—	—
Д-575ГП	Рабочий	0,72	0,70	0,64	0,55	0,39	0,20	—	—
	Холостой	2,0	2,16	2,22	2,27	2,22	2,11	—	—
Д-572	Рабочий	0,75	0,74	0,72	0,69	0,62	0,48	—	—
	Холостой	2,44	2,64	2,62	2,61	2,38	2,00	—	—
Ж-9Ж	Рабочий	0,76	0,74	0,73	0,72	0,70	0,67	0,63	0,59
	Холостой	1,97	2,06	2,11	2,19	2,27	2,28	2,2	2,05

Изменение скорости движения бульдозера в рабочем и холостом направлениях, по опытным данным, в зависимости от угла отвалообразования характеризуется данными табл. 45. На вскрыше торфов, представленных песчано-галечными породами, перемещение бульдозеров при холостом ходе производится в основном на II—III задних передачах. Однако машинисты высокой квалификации в тех же условиях работают на III и IV передачах. На вскрыше торфов, представленных вязкой глинистой породой (влажность 15—20%), перемещение бульдозера при холостом ходе производится в основном на I и II задних передачах, а при снятии растительного слоя нормальной влажности чаще на II и реже на III передачах. Коэффициент снижения скорости холостого хода бульдозера, как правило, несколько выше коэффициента снижения скорости бульдозера при загрузке и движении с грузом (в среднем на 5—7%) и в основном изменяется в пределах 0,75—0,98. Причем меньшее значение этого коэффициента соответствует породам менее плотным (I—II категории).

Методику определения скоростей рассмотрим на примере движения бульдозера Д-575ГП. Максимальное отклонение скоростей по отдельным наблюдениям составляет: для рабочего хода $\frac{31,2 - 27,2}{31,2} 100 = 12,8\%$, со средними значениями 6,10—7,48%; для

холостого хода на I передаче оно не превышает 1,4% и на II передаче — 5,6%. Установившиеся отклонения скоростей замерялись в зависимости от литологического состава разрабатываемых пород, характера пути движения бульдозера, квалификации машиниста.

Наблюдения за работой машин показали, что движения их в рабочем направлении выполняются на I скорости, независимо от категории разрабатываемых пород, а обратный (холостой) ход имеет следующие усредненные колебания от общего количества циклов в рабочем периоде:

Категория пород	Передача (скорость)	%	Категория пород	Передача (скорость)	%
I—II	I	60	IV	I	80
	II	40		II	20
III	I	70	V	I	90
	II	30		II	10

Время на переключение скоростей, измеряемое от окончания предыдущего хода до начала последующего, в среднем составляет 9—10 с. Исходя из определившихся соотношений произведена группировка опытных данных и получены расчетным путем скорости рабочего и холостого ходов машин для талых пород II—IV категорий и мерзлых (при работе машин в зимнее время) VI—VIII категорий. Средние значения скоростей для различных бульдозеров в зависимости от расстояния транспортировки приведены в табл. 46.

Таблица 46

Изменение скорости движения бульдозеров в рабочем и холостом направлениях в зависимости от расстояния транспортировки и категории разрабатываемых пород, м/мин

Марка бульдозера	Категория разрабатываемых пород	Рабочий ход		Холостой ход							
		до 50 м	более 50 м	Расстояние транспортировки, м							
				20	40	60	80	100	120	140	160
Д-9Ж	I—II	47,0	50,0	70	80	93	104	111	115	117	119
	III—IV	44,0	48,0								
	VI—VIII	37,0	42,0	55	68	79	84	88	90	92	94
Д-572	I—II	39,0	40,0	72	82	95	106	113	117	119	121
	III—IV	38,0	39,0								
	VI—VIII	33,0	35,0	57	71	83	89	93	96	98	100
Д-575ГП	I—II	38,5	39,5	65	76	89	99	108	112	115	117
	III—IV	37,5	38,8								
	VI—VIII	32,0	35,0	51	65	77	82	85	87	89	91
Д-532 Д-275А	I—II	37,5	38,8	64	75	87	96	102	—	—	—
	III—IV	36,7	38,0								
	VI—VIII	31,5	34,0	50	64	76	81	83	—	—	—
Д-494А	I—II	38,0	39,0	62	73	85	94	98	—	—	—
	III—IV	37,0	38,5								
	VI—VIII	32,0	34,0	50	60	71	76	80	—	—	—

Среднее расстояние транспортировки. По принятой организации бульдозерных работ, когда отвалообразование вскрышных пород ведется на один или два борта разреза, важное значение имеет правильное определение среднего расстояния транспортировки, которое включает в себя длину набора породы отвалом и перемещения по полигону, протяженность выезда машины из разреза, расстояние перемещения породы по отвалу, к месту разгрузки и увеличение расстояния (по горизонтали) за счет подъема вскрышных

пород на определенную высоту. Среднее расстояние транспортировки пород бульдозерами различных модификаций изменяется в зависимости от мощности торфов и ширины полигона при разработке месторождений по системе с разносом бортов разреза под углом от 3 до 25° [43, 73]. Оптимальные углы отвалообразования и величины приращения горизонтального пути на 1 м подъема для различных бульдозеров характеризуются:

Марка бульдозера	Пределы оптимальных углов подъема*	Средняя величина приращения пути на 1 м подъема, м
Д-494А	11° 30'—12° 30' ($i = 0,20 \div 0,22$)	4,2
Д-575, Д-572 (без уширителей)	13° 0'—14° 0' ($i = 0,23 \div 0,25$)	3,8
Д-575 (с уширителями)	14° 30'—16° 0' ($i = 0,26 \div 0,29$)	3,2
Д-9Ж (с отвалом сферической формы)	18° 30'—21° 0' ($i = 0,35 \div 0,38$)	2,6

* Наименьшие значения углов отвалообразования рекомендуются при глубине вскрыши до 5 м, а большие — при глубине более 5 м.

Значения средних расстояний транспортировки пород бульдозерами для различных горнотехнических условий получены на основании опытных данных и могут быть определены по формуле

$$L_{cp} = 0,55B_n + h_T(1 + \operatorname{ctg} \beta_2) + 0,66 \sqrt{\frac{2h_T B_n}{(1 + \operatorname{ctg} \beta_2) k_p}} \operatorname{ctg} \frac{\beta_2}{2} \times (66) \\ \times (1 + \operatorname{tg} \beta_2 \pm \delta),$$

где L_{cp} — среднее расстояние транспортировки, м;

B_n — ширина полигона, м;

h_T — мощность торфов (глубина вскрыши), м;

β_2 — угол отвалообразования, ... °;

δ — угол подъема или уклона рельефа подотвальной площади, ... °;

k_p — коэффициент разрыхления пород.

Использование рабочего времени. Степень использования рабочего времени бульдозера зависит от вида работ, технического состояния и сложности машины, квалификации машиниста и других факторов.

Исследования работы бульдозеров, выполненные на приисках Северо-Востока и Якутской АССР, позволили установить среднеарифметическое время их использования. Результаты группировки данных по типам бульдозеров для основного вида работ — вскрыши торфов — в течение смены при работе их в летний и осенне-зимний периоды характеризуются данными табл. 47. Из табл. 47 видно, что время на подготовительно-заключительные операции (прием и сдача смены), внутрисменный профилактический ремонт,

опробование бульдозеров вхолостую с повышением мощности трактора увеличивается. Это объясняется большой сложностью оборудования и недостаточной классификацией машинистов, так как такие машины, как Д-575ГП, Д-572 и Д-9Ж, только начали

Таблица 47

Время использования бульдозеров в течение смены, %

Показатели	Периоды									
	Летний сезон					Продленный сезон				
	Марка бульдозера									
	Д-494А	Д-275А	Д-575	Д-572	Д-9Ж	Д-494А	Д-275А	Д-575	Д-572	Д-9Ж
I. Сменное рабочее время (7 ч) — всего	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
подготовительно-заключительное, вспомогательное, отдых, личные нужды	25,0	26,3	28,0	30,1	27,8	28,1	29,5	31,4	33,8	31,3
основное	75,0	73,7	72,0	69,9	72,2	71,9	70,5	68,6	66,2	68,7
II. Общее сменное время (8 ч) — всего	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
в том числе:										
перерыв на обед	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5
подготовительно-заключительное, вспомогательное, отдых, личные нужды	22,0	23,0	24,2	26,2	24,2	24,3	25,5	27,4	29,5	27,4
основное	65,5	64,5	63,3	61,3	63,3	63,2	62,0	60,1	58,0	60,1

внедряться на горных работах и опыта по их эксплуатации накоплено еще недостаточно.

Время на мелкий внутрисменный ремонт также непостоянно и зависит от сложности оборудования и трудоемкости разрабатываемых пород. При сравнительно постоянном времени на отдых и обед коэффициент использования машин в смене для всех бульдозеров определяют операции подготовительно-заключительные и вспомогательные. Поэтому с увеличением мощности машин коэффициент их использования снижается. Некоторое снижение времени чистой работы бульдозеров в осенне-зимний период (с 3 до 3,6%) и, следовательно, увеличение времени на межсменные

Зависимость производительности бульдозеров от категории разрабатываемых пород и длины транспортировки, м³/ч

Марка бульдозера	Форма отвала	Категория разрабатываемых пород	Длина транспортировки, м									
			30	40	60	80	100	120	140	160	180	200
Д-494А	Обычная	I—II	71	57	41	32	26	22	19	17	16	14
		III	60	48	35	28	23	19	17	15	13	12
		IV	53	42	31	24	20	17	15	13	12	11
		VI—VIII*	38	30	22	17	14	12	11	10	9	7
Д-575, Д-521	То же	I—II	128	100	88	58	48	40	36	30	28	26
		III	108	96	74	50	40	34	30	26	24	22
		IV	90	72	64	42	34	30	26	22	20	18
		VI—VIII	68	54	54	32	25	22	18	16	14	12
Д-572	„	I—II	184	144	104	82	68	56	50	44	38	34
		III	154	120	88	68	56	48	42	36	32	28
		IV	134	106	76	60	50	42	36	32	28	24
		VI—VIII	96	76	56	42	36	30	26	24	20	18
Д-9Ж	Полусферическая	I—II	246	198	148	116	96	80	70	63	55	50
		III	208	168	126	100	80	68	60	52	46	42
		IV	178	146	108	84	68	58	50	44	40	36
		VI—VIII	128	114	76	58	48	40	35	31	28	25
Д-9Ж	Сферическая	I—II	290	225	170	134	108	92	80	70	62	58
		III	240	185	142	114	92	80	68	60	54	48
		IV	202	165	122	96	76	66	56	52	46	42
		VI—VIII	148	120	88	68	56	48	40	38	32	28

* Породы, взрыхленные при помощи ВВ.

профилактические ремонты объясняется следующим: межсменные ППР, как правило, производятся на рабочих местах, где нет утепленных боксов и подъемных механизмов, что создает большие неудобства в ремонте и увеличивает трудоемкость; машинисты бульдозеров работают при закрытой кабине, в верхней одежде. Это затрудняет их движения, повышает утомляемость.

На основании опытных данных и рассмотренных выше оптимальных параметров, определяющих производительность бульдозеров, ее объемные показатели на разработке пород I—VIII категорий рассчитали по формуле (52), результаты расчета сведены в табл. 48.

§ 4. Пути повышения производительности бульдозеров

Производительность бульдозеров зависит главным образом от правильного использования машины, от характеристики разрабатываемых пород и организации работ. Одним из наиболее эффективных методов повышения производительности бульдозера является сокращение времени, затрачиваемого на один цикл или на его отдельную операцию. Это достигается сокращением расстояния набора породы, увеличением скорости как во время перемещения пород, так и при холостом ходе. В этой связи по возможности необходимо применять такую организацию работы, при которой бульдозирование осуществляется под уклон. Набирать перед отвалом как можно больше породы и сокращать потери ее при транспортировке — этого можно добиться, применяя уширители, открылки и отвалы сферической формы, а также производя вскрышу торфов или подачу породы к загрузочному бункеру промприбора спаренно работающими бульдозерами и предварительное рыхление пород рыхлителями.

1. Увеличение емкости отвала за счет уширителей. Уширители, устанавливаемые на отвал бульдозера, представляют собой приставки, укрепленные с обеих боковых сторон под углом 60° к оси по направлению движения.

Исследования работы машин с обычными отвалами и отвалами, оборудованными уширителями, позволяют считать, что основным фактором в росте производительности является увеличение объема вала породы, перемещаемого за один заезд. Особенно большой эффект дает применение уширителей в условиях невысокого уровня загрузки отвала породой. Это встречается при разработке и перемещении разжиженных пород на обводненных полигонах, на актировке площадей с малой мощностью талого слоя и в случаях большого расстояния транспортировки. Различие в форме вала перемещаемых пород отвалом с уширителями и обычным отвалом состоит в том, что уширители образуют дополнительный объем породы в виде слоя, идущего параллельно поверхности отвала, с толщиной, равной ширине уширителей, и с высотой, находящейся

в зависимости от степени наполнения отвала. Объем, образуемый уширителями, определяется по формуле

$$V_{\text{уш}} = \frac{B_{\text{н}} h_0 a_{\text{у}}}{k_{\text{р}}}, \quad (67)$$

где $V_{\text{уш}}$ — объем породы, образуемый с помощью уширителей, м³;
 $B_{\text{н}}$ — ширина отвала, мм;
 h_0 — высота отвала, мм;
 $a_{\text{у}}$ — размер верхней части уширителей, м;
 $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления породы.

В зависимости от высоты наполнения отвала и категории разрабатываемых пород объем породы в уширителях изменяется от 0,1 до 0,6 м³. Хронометражные наблюдения показали, что существенного различия в продолжительности цикла работы бульдозеров с обычным отвалом и с уширителями в одинаковых условиях нет. Применение уширителей не отражается на скоростях работы бульдозера, и, таким образом, изменение производительности их происходит только из-за различия в объемах перемещаемого вала породы. Однако применение уширителей затрудняет повороты машины при движении ее в нужном направлении. Существует мнение, что уширители создают перегрузку трактора, являются причиной различных поломок и ускоренного износа машины. Уширители действительно создают дополнительную нагрузку на отвал и трактор в целом. Однако размер этого дополнительного усилия эксплуатационниками значительно преувеличивается.

Известно, что тяговое усилие трактора Т-100 составляет 9000 кгс. Усилие же, расходуемое на перемещение отвала, при породах различных категорий, колеблется в пределах от 5500 до 7500 кгс. Основная нагрузка на отвал образуется при преодолении сопротивления пород резанию; удельный вес этой нагрузки составляет около 50% всех усилий. При работе бульдозера с уширителями увеличения нагрузки на отвал за счет сопротивления резанию не происходит, поскольку величина этого усилия зависит только от свойств пород, угла и глубины резания. Дополнительная нагрузка образуется только за счет возрастания сопротивления перемещению вала породы относительно поверхности полигона, а также за счет трения о поверхность отвала движущихся пород. При наличии уширителей возрастание нагрузки на отвал прямо пропорционально увеличению объема перемещаемого вала породы. Если принять максимальный объем увеличения вала за счет уширителей равным 0,6 м³, а объем вала, перемещаемого обычным отвалом, — 2 м³ в плотной массе, то дополнительную нагрузку, образуемую уширителями, можно определить как $\frac{650 \cdot 50}{100} \times \frac{0,60}{2,0} = 97,5$ кгс или $\frac{97,5}{650} 100 = 15\%$.

Это доказывает, что применение уширителей при использовании бульдозеров не создает перегрузки трактора и не может явиться прямой причиной аварии, поломок и преждевременного

износа; применение уширителей увеличивает объем перемещаемого вала породы и повышает производительность бульдозеров на 20—50%; наибольшая эффективность от применения уширителей достигается при невысоком наполнении отвала породой и поэтому их применение рационально при следующих условиях: при разработке и транспортировке разжиженных илисто-глинистых пород и в условиях обводненных полигонов; на полигонах с малой мощностью талого слоя пород (6—7 см).

Во всех случаях использования бульдозеров с уширителями отвалов должна быть обеспечена возможность прямолинейности рабочего хода.

2. Увеличение емкости отвала путем установки открылков.

Открылки, установленные на отвал бульдозера, представляют собой боковые щитки, укрепленные с обеих сторон болтами. Для бульдозеров мощностью 100—180 л. с. их изготавливают непосредственно в мехмастерских приисков из листовой стали толщиной 10—14 мм: поверху 180—210 мм и понизу 230—250 мм. Сверху приваривают козырек шириной 150—200 мм, являющийся как бы продолжением лобового листа отвала.

В целях определения эффективности открылков исследовали работу бульдозеров Д-271А, Д-494А и Д-572. Наблюдения вели на полигонах вскрышных работ при разработке пород III категории, нормальной влажности. Результаты работы машин с открылками и без открылков в идентичных условиях сведены в табл. 49. Из табл. 49 видно, что объем вала породы, перемещаемой бульдозером за один заезд, увеличивается на 14—24%. Это позволяет считать, что при сплошной выемке пород, где значительные площади и большая длина пути транспортировки, не затрудняющие маневренности машин, эффективно применять открылки. За счет уменьшения потерь при перемещении пород к месту отвалообразования производительность бульдозеров на вскрыше торфов в среднем может быть повышена на 14—18%.

Т а б л и ц а 49

Данные хронометражных наблюдений за работой бульдозеров, оборудованных открылками, и без них

Марка бульдозера	Форма отвала	Показатели работы			
		Суммарное время работы, ч	Выполненный объем, м ³	Производительность, м ³ /ч	Процентное отношение производительности
Д-271А	Обычная	260	5380	22,4	100
	С открылками	196	5020	25,6	114
Д-494А	Обычная	370	6300	17,0	100
	С открылками	240	4820	20,2	119
Д-572	Обычная	174	8370	48,0	100
	С открылками	152	9050	59,5	124

3. Применение отвалов сферической формы. Для увеличения объема вала породы, перемещаемого бульдозером, была сконструирована и испытана промышленная серия отвалов сферической формы. Отвалами этой конструкции были оборудованы тракторы С-100 и Т-100, которые использовались на вскрыше торфов и разработке песков. По данным лаборатории разработки россыпей ВНИИ-1, применение отвалов сферической формы в зависимости от категории разрабатываемых пород и их влажности позволяет увеличить производительность машин на 15—20%.

4. Организация спаренной работы бульдозеров. Для увеличения объема перемещаемых пород на практике часто применяют спаренную работу бульдозеров (рис. 33). Во время работы при данной организации интервал между краями отвалов движущихся рядом бульдозеров должен быть равен 0,25—0,50 м. Тогда потери породы в пути уменьшаются в 1,5—2 раза и объем перемещаемых пород увеличивается на 15—25%.

Это позволяет повысить производительность совместно работающих бульдозеров на 8—10%.

5. Применение рыхлителей. Опыт разработки пород бульдозерами без предварительного рыхления показывает, что с повышением их категории производительность бульдозеров резко снижается. Так, при влажности пород 18—20% и работе машины в идентичных горнотехнических условиях их производительность при разработке пород разных категорий составляет, м³:

Марка бульдозера	Категория разрабатываемых пород		
	III	IV	V
Д-494А	34,0	27,0	8,8
Д-532	43,0	36,7	13,6
Д-275А	62,0	53,8	16,7
Д-575ГП	68,0	61,3	24,9
Д-572	89,0	80,3	34,0

Из приведенных данных видно, что с изменением категории от III до IV производительность машин уменьшается на 9—12%, а от

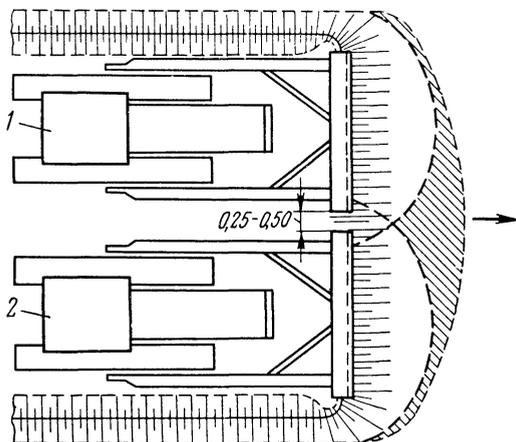


Рис. 33. Схема разработки (вскрыши) спаренно работающими бульдозерами:

1 — первый бульдозер; 2 — второй бульдозер

IV до V — в 2,5—3 раза. Установлено, что при разработке пород IV и V категорий производительность бульдозеров составляет лишь 20—50% нормативной. Учитывая большой удельный вес пород IV—V категорий, разрабатываемых бульдозерами на приисках Северо-Востока, провели исследования работы машин на разработке пород с предварительным их рыхлением и без него.

Наблюдения проводили при вскрышных и добычных работах на 12 промышленных полигонах. Участки россыпей подбирали с составом пород различных категорий и относительно постоянными горнотехническими условиями работы машин. Установили, что скорость рабочего хода машин, разрабатывающих предварительно разрыхленные рыхлителями (см. табл. 46) породы, на 10—15% выше, чем машин, производящих выемку породы без рыхления. Рыхлением обеспечивается равномерная загрузка бульдозера породой на меньшем расстоянии, исключаются повторные наборы отвала из-за встречающихся в массиве валунов и выступов коренных пород, а также «кочек» мерзлоты. Производительность машин повышается пропорционально снижению затрат времени на выполнение операций технологического цикла и увеличению объема вала породы, перемещаемой за один заезд. После предварительного рыхления производительность бульдозера при разработке пород I и II категорий увеличивается на 1,5—5%, III категории — на 15—20%, IV — на 55—60%, V — в 1,5—1,7 раза и VI — в 2,6—3 раза.

Экономическая оценка работы бульдозеров с рыхлением пород рыхлителями и без него показывает, что на выемке пород IV—VI категорий целесообразно применять рыхлители, а на разработке пород I и II категорий предварительное рыхление не эффективно, так как незначительное повышение производительности машин не окупает затрат на рыхление. Породы III категории, за исключением жирных глин и суглинков, также следует разрабатывать без предварительного рыхления: упрощается организация работ, хотя затраты труда на разработку 1000 м³ таких пород с рыхлением и без него почти одинаковы.

§ 5. Системы бульдозерной разработки россыпей

На приисках Северо-Востока разработка пород бульдозерами производится параллельными или веерными заездами при транспортировании торфов непосредственно в отвал, промежуточные валки, транспортные траншеи и песков — к загрузочным бункерам промприборов. На вскрыше торфов основным признаком, определяющим систему бульдозерной разработки, является направление заездов, а вид выездов. Вид и расположение выездов определяют как направление заездов, так и способ отвалообразования и оказывают существенное влияние на технико-экономические показатели вскрышных работ.

Различают следующие основные системы вскрыши:

параллельная — с выколачиванием борта разреза по простиранию;

веерная — созданием траншейных выездов по бортам разреза; **траншейная** — с созданием на полигоне аккумулирующих транспортных траншей.

В выборе системы вскрышных работ решающим является минимальная себестоимость 1 м³ вскрыши. В связи с этим рассмотрим элементы систем и организацию работ.

1. Параллельная система вскрыши торфов. По этой системе вскрыши работы производятся с устройством пологого выезда по всей длине борта вскрываемого полигона (разреза). Выемка пород

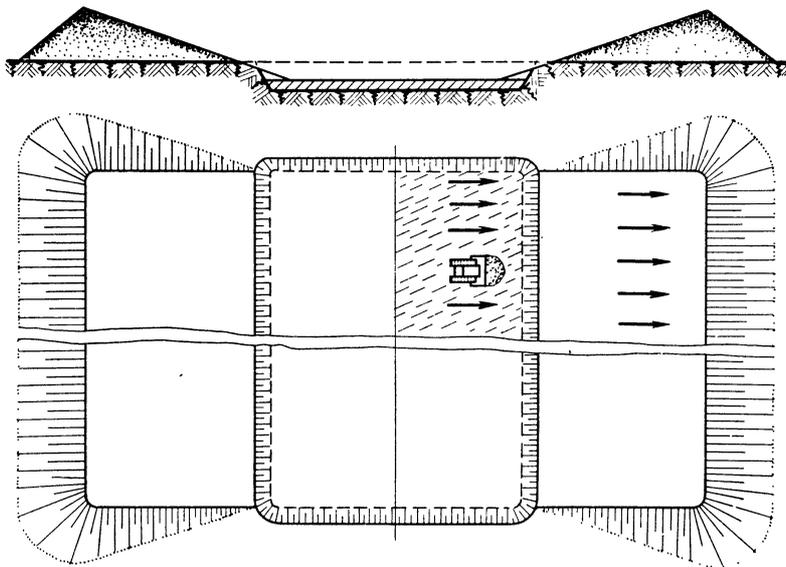


Рис. 34. Схема вскрыши торфов бульдозерами по параллельной системе

и их перемещение ведутся параллельными заездами, направленными перпендикулярно оси полигона. Торфа размещаются в отвал треугольного сечения на один или оба борта разреза, как это показано на рис. 34. На рис. 34 видно, что работа бульдозера может быть разделена на два этапа, различно влияющих на производительность машин: **первый этап** — работа бульдозера в пределах вскрываемого полигона; **второй этап** — транспортирование вскрышных пород на подъем за борт разреза и производство отвалообразования за контуром полигона. В первом случае производительность бульдозера зависит от категории разрабатываемых пород и ширины вскрываемого полигона, а во втором — от глубины разреза, размеров отвала, способа и угла отвалообразования и, наконец, от рельефа подотвальной площади, на которой размещаются торфа. Поэтому при проектировании и производстве вскрышных работ особое внимание должно быть уделено наиболее экономичным вари-

антам устройства выездов и способов отвалообразования, оказывающих решающее влияние на себестоимость 1 м^3 вскрыши торфов.

Устройство выездов производится путем срезки породы наклонными слоями на подъем по мере углубления разреза. Устраивать пологие выезды рекомендуется под углом $12\text{--}14^\circ$. Выемку пород при этом следует производить горизонтальными слоями до проектной линии пологого откоса вместе с проведением вскрышных работ по мере углубления разреза. В практике вскрышных работ различают три варианта создания пологого выезда (рис. 35):

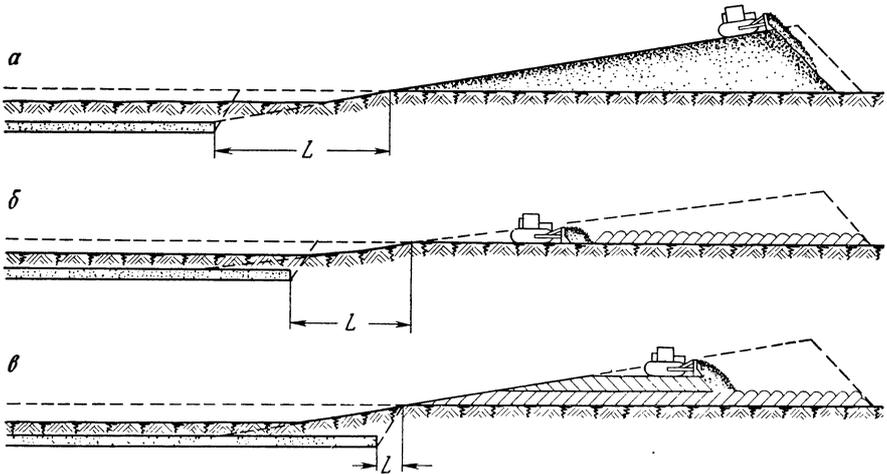


Рис. 35. Схемы создания пологого выезда и отвалообразования при параллельной системе вскрыши торфов:

a — обычно применяемая; *б-в* — рациональные варианты устройства выездов и отвалообразования

с устройством всего пологого выезда за пределами контура (рис. 35, *a*);

с устройством половины выезда в контуре и другой половины за границами вскрываемого полигона (рис. 35, *б*);

с устройством выезда внутри полигона (рис. 35, *в*).

В первом варианте расстояние от контура до начала отвала и дополнительный объем пустых пород являются максимальными, что значительно удорожает себестоимость вскрышных работ. Во втором варианте дополнительный объем уменьшается на $2/3$ по сравнению с первым, а расстояние от контура до начала отвала сокращается наполовину. В третьем варианте дополнительные объемы выемки пустых пород вовсе исключаются, и расстояние от контура до начала отвала будет минимальным. Выезд в пределах полигона рекомендуется создавать в тех случаях, когда ширина основания целика, оставленного внутри разреза, составляет меньше $1/3$ ширины полигона. На узких полигонах этот вариант выездов не рекомендуется. Выемку вскрышных пород из целика

оставленного откоса в пределах полигона следует производить в два приема. Первоначально — продольными, а затем — поперечными заездами бульдозера по откосу с последующим выездом в отвал. Расстояние между выездами при выемке целиков горизонтальными слоями составляет: при мощности торфов до 3 м — 60 м, при мощности торфов 4—5 м — 100 м.

Отвалообразование производится обычно под некоторым постоянным углом с развитием отвала за счет наращивания его по линии естественного откоса (рис. 35, а). Бульдозер с грузом поднимается на максимальную высоту и оттуда сталкивает породу под откос. Скатываясь, порода теряет половину высоты, на которую она была поднята, и работа, затрачиваемая на ее подъем, оказывается непроизводительной. Вместо такого малозкономичного способа наращивания отвала следует применять более рациональное послойное отвалообразование (рис. 35, б и в). При послойном способе отсыпка отвала производится горизонтальными слоями толщиной 0,8—1,2 м. Чтобы не выполнять планировочные работы на отвале, слои наращиваются попеременно наступающим и отступающим фронтом. Такая организация отвалообразования позволяет обеспечить среднюю высоту подъема бульдозера в два раза меньше, чем при отсыпке отвала с наращиванием слоев по линии естественного откоса. Применение описанного послойного способа наращивания отвала обеспечит повышение производительности бульдозера при отвалообразовании до 25% по сравнению с применяемым (рис. 35, а), а в среднем на вскрышных работах на 10—12%.

На приисках Северо-Востока значительная часть россыпных месторождений расположена в долинах рек и ручьев, имеющих большие уклоны и крутые увалы, неудобные для отвалообразования. На таких увалах и косогорах резко снижается емкость торфяных отвалов. Увеличить емкость отвала в этих случаях можно только за счет его высоты, но при этом увеличивается угол подъема бульдозера на отвал, который не может превышать 14—28° (в зависимости от типа бульдозера). Для сохранения предельных углов подъема машины при транспортировании вскрышных пород к месту их складирования заезды бульдозером целесообразно производить не перпендикулярно оси полигона, как это показано на рис. 34, а под острым углом в сторону падения долины.

При вскрыше торфов на полигонах, где рельеф подотвальной площадки имеет крутой подъем или не принимает (по предельным углам подъема бульдозера) объем вскрышных пород, рационально применять комбинированное отвалообразование. Сущность его состоит в том, что одна или две трети объема торфов вскрывается по обычной системе параллельными заездами, с образованием отвала под прямым углом к оси полигона, а остальная часть торфов вскрывается комбинированно и порода укладывается на ранее образованный отвал под острым углом к оси полигона (долины) (рис. 36). Во избежание бокового крена бульдозера поверхность дорожки (в поперечном сечении) должна быть горизонтальной,

а поверхность отвала — ступенчатой формы. Ширина уступов при этом не должна превышать ширину ножа бульдозера на 1,5—2 м. Применение комбинированного способа отвалообразования позволяет повысить производительность машин на 3—8%, увеличить емкость отвала на минимальной подотвальной площади и производить вскрышные работы на месторождениях в долинах каньонного типа [29].

2. Верная система вскрыши торфов. Вскрышные работы по этой системе производятся радиальными заездами бульдозера по полигону в направлении к выездным траншеям. Разработанные породы сначала транспортируются и складываются в перевалочные валки,

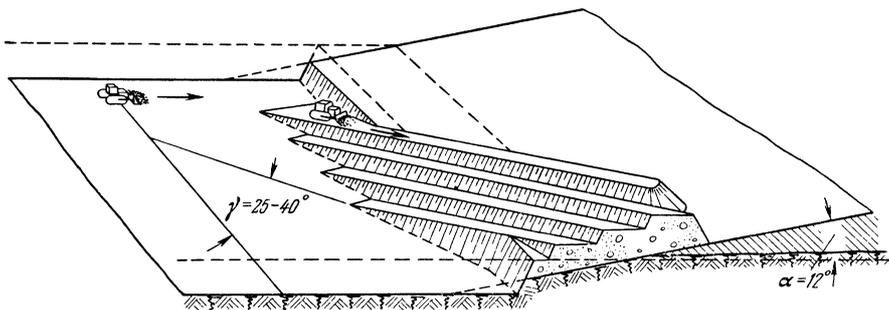


Рис. 36. Схема комбинированного отвалообразования при параллельной системе вскрыши торфов

а затем перетранспортируются через выездные траншеи в постоянные отвалы секторной формы (рис. 37). Эта система наиболее распространена на полигонах шириной 40—50 м с мощностью торфов 3—4 м при размещении торфов на оба борта разреза.

Расстояния между выездными траншеями. В практике вскрышных работ стремятся к увеличению расстояний между траншеями. Однако излишне большие расстояния между ними приводят к снижению производительности бульдозеров, слишком малые ведут к увеличению дополнительных объемов ГПР. Поэтому при проектировании необходимо серьезное внимание обращать на расчеты по определению количества выездных траншей на полигоне исходя из условия минимальных затрат на его подготовку к добычным работам. Расчетные расстояния между выездами при двустороннем отвалообразовании M для бульдозеров Д-494А и Д-532 приведены в табл. 50.

Если на вскрыше торфов используются бульдозеры с мощностью двигателя 180 и 385 л. с., то к расстояниям, указанным в табл. 50, необходимо применить поправочные коэффициенты:

при глубине выемки 3 м —	соответственно	1,75	и	2,3
” ” ” 4 м —	”	1,6	”	2,1
” ” ” 5 м —	”	1,4	”	1,9

Из табл. 50 видно, что чем шире полигон, тем меньше расстояние между выездными траншеями. Чем больше мощность вскрываемых торфов, тем больше расстояние между траншеями. Эта зависимость сохраняется во всех случаях.

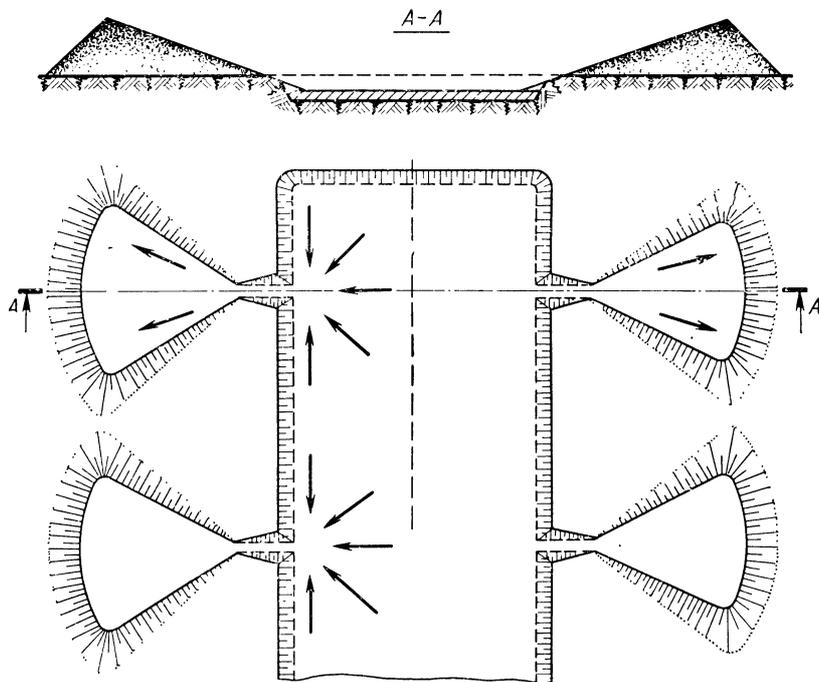


Рис. 37. Схема вскрыши торфов бульдозерами по веерной системе

Таблица 50

Расчетные расстояния между выездами, м

Мощность торфов, м	Ширина полигона, м		
	20	40	60
2	20	—	—
3	30	20	—
4	40	30	—
5	50	40	30

Примечание. Пропуски в табл. 50 означают, что при этих параметрах россыпи должна применяться система с параллельными выездами.

Отвалообразование при веерной системе вскрышных работ производится послойно-радиальными выездами бульдозера. Угол подъема на отвал находится в пределах 14—28°. Секторный отвал

представляет собой [37] часть тела вращения треугольника (рис. 38), в связи с чем емкость отвала определяется как разность объема усеченного конуса с радиусами оснований R_3 и R_4 и конуса с радиусом основания R_4 при одинаковой их высоте h_0 . Выразив R_4 и h_0 через R_3 и тригонометрические функции углов, емкость секторного отвала $V_{\text{сек}}$ в плотной массе определится из выражения

$$V_{\text{сек}} = \frac{\pi l_0^2 \frac{\sin \beta_2 \sin \alpha_2}{\sin (\beta_2 + \alpha_2)} \left(2l_0 - \frac{l_0 \sin \beta_2 \cos \alpha_2}{\sin (\beta_2 + \alpha_2)} \right) \gamma}{360 \cdot 3k_p}, \quad (68)$$

где l_0 — длина отвала в основании, м;
 β_2 — угол образования отвала, ...°;
 α_2 — угол естественного откоса отвала, ...°;

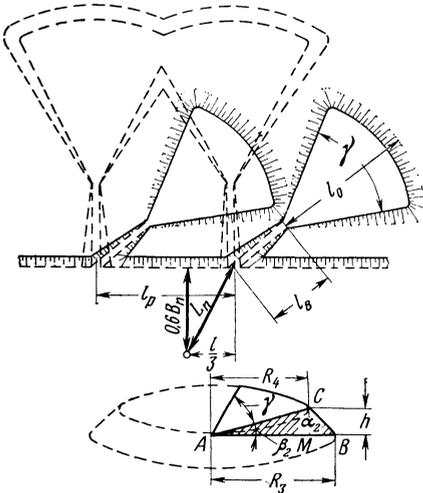


Рис. 38. Схема расположения выездных траншей и отвалов торфов на горизонтальной и наклонной площадке (пунктиром показан отвал на горизонтальной площадке, сплошной линией — на наклонной площадке)

γ — угол разворота сектора отвала, ...°;

k_p — коэффициент разрыхления породы,

откуда формула длины отвала по основанию l_0 примет вид

$$l_0 = \sqrt[3]{\frac{V_{\text{сек}} k_p}{\gamma \left[2 - \frac{\sin \beta_2 \cos \alpha_2}{\sin (\beta_2 + \alpha_2)} \right] \frac{\sin \beta_2 \sin \alpha_2}{\sin (\beta_2 + \alpha_2)}}}. \quad (69)$$

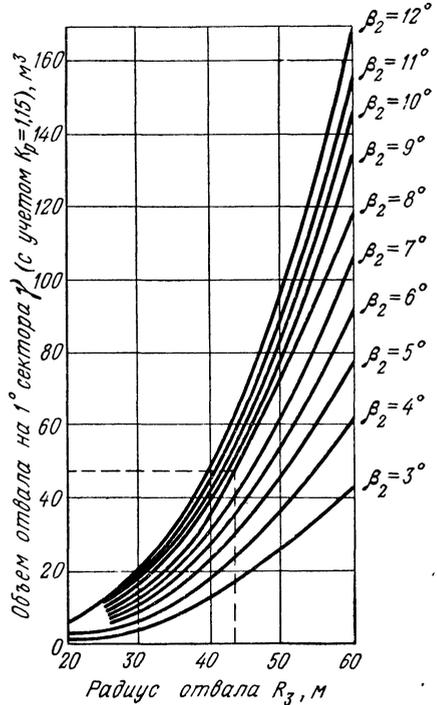


Рис. 39. График для определения объема на один градус секторного отвала в зависимости от радиуса и угла отвалообразования

Изменение объема торфов, приходящееся на один градус сектора отвала γ в зависимости от радиуса R_3 и угла отвалообразования β_2 , характеризуется графиком рис. 39. Зная объем торфов на полигоне и объем траншей, приходящихся на один выезд, а также угол сектора, можно определить радиус отвала. Например, для $V_{\text{сек}} = 2400 \text{ м}^3$ (в плотной массе) с углом сектора $\gamma = 50^\circ$ и углом образования отвала $\beta_2 = 8^\circ$ объем, приходящийся на один градус сектора, равен $2400 : 50 = 48 \text{ м}^3$. По графику рис. 39 при $\beta_2 = 8^\circ$ объем отвала равен 48 м^3 , соответственно $l_0 = 44 \text{ м}$.

Среднее расстояние транспортировки при работе бульдозеров по веерной системе с созданием выездных траншей включает: среднее расстояние грузового хода по полигону l'_n , длину выезда l'_b , среднее расстояние грузового хода по отвалу l'_o и увеличение расстояния за счет подъема, учитывающее подъем на выезде и отвале l'_y ,

$$L'_{\text{ср}} = l'_n + l'_b + l'_o + l'_y, \quad (70)$$

где среднее расстояние грузового хода на полигоне определяется приближенно по формуле

$$l'_n = \sqrt{\left(\frac{l'_b}{3}\right)^2 + (0,55B_n)^2}, \quad (71)$$

где l'_b — расстояние между выездами, м;

B_n — ширина полигона, м.

Расстояние на выезде определится из выражения

$$l'_b = \frac{h_T \cos \alpha_0}{\sin(\alpha_2 - \delta)}, \quad (72)$$

где h_T — мощность торфов, м;

α_0 — угол подъема выезда, ...°;

δ — угол подъема борта долины, ...°.

Среднее расстояние транспортировки на отвале рекомендуется принимать равным $l_{oT} = 0,78R_3$.

3. Траншейная система вскрыши торфов. Рассматриваемая система вскрыши (рис. 40) применяется в основном при разработке россыпей, расположенных на террасах, склонах долин и в поймах рек с большим уклоном рельефа, породы которых имеют высокое содержание глины, ила, супесей и льда [57].

Организация работ на полигоне начинается с последовательного проведения ряда параллельных аккумулирующих транспортных траншей в поперечном или параллельном к оси полигона направлении. Ширина траншей делается равной длине отвала бульдозера (рис. 40, а), а при значительных расстояниях перемещения пород иногда удваивается (рис. 40, б). Углубляются траншеи обычно на 0,4 м, а иногда достигают 0,6—0,8 м. Проходка траншей начинается за контуром полигона от самой низкой отметки поверхности. Выемка пород при углублении траншеи (рис. 40, траншея II) произво-

дится короткими (3—4 м) заездами бульдозера в последовательности, указанной на рис. 40 цифрами 1, 2 и т. д. Порода в этом случае перемещается не только до конца траншеи, но и на несколько метров вперед. Там она накапливается, затем за один ход

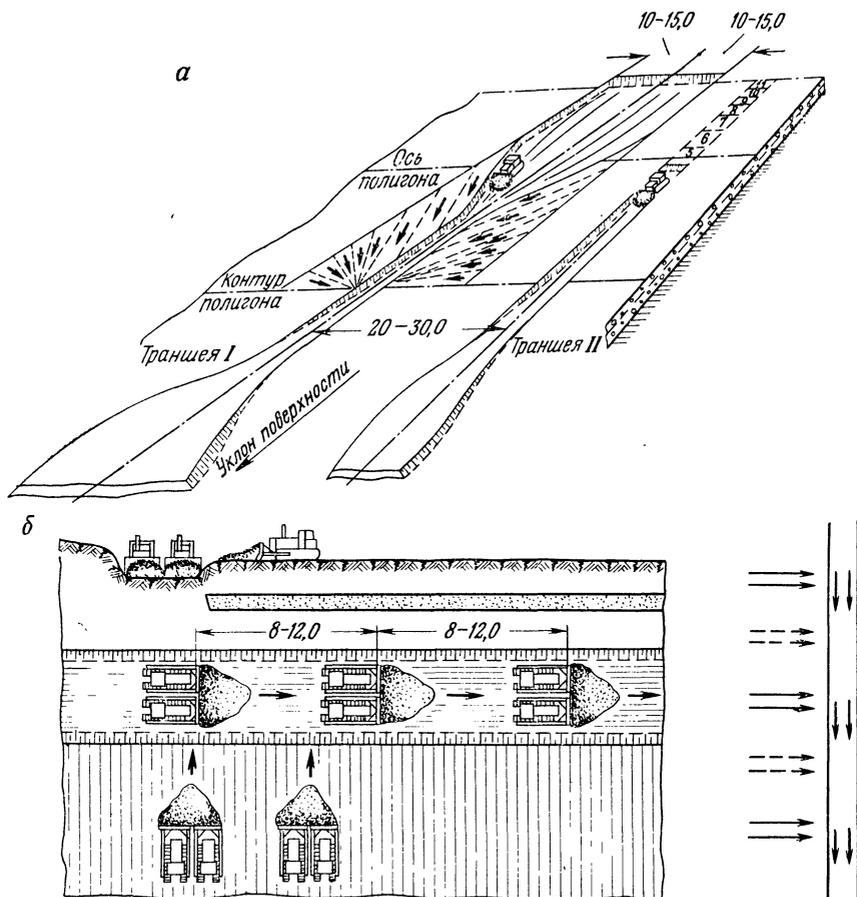


Рис. 40. Схемы комбинированной системы вскрыши торфов:
 а — траншейно-верная; б — траншейно-параллельная при спаренной работе машин

транспортируется в большем объеме. Разжиженные породы, перемещенные до конца траншеи, выталкиваются на наклонную поверхность, по которой они растекаются под уклон. После того как траншея пройдена до конца (т. е. до противоположного контура полигона), бульдозер веерными заездами, показанными на рис. 40, а стрелками под углом 30—40° к оси траншеи, приступает к выемке вскрышных пород. При этом ширина разрабатываемой ленты

с каждой стороны траншеи составляет 10—15 м, а выемочного участка — 20—30 м.

В практике вскрышных работ также встречаются обводненные участки россыпи, на которых ило-глинистые породы по мере их оттаивания превращаются в пльвун и не поддаются транспортировке отвалом бульдозера.

В этом случае применяют спаренную работу машин по параллельной системе (рис. 40, б). Как видно из рис. 40, б, разрабатываемые породы складываются в аккумулирующие транспортные траншеи, по которым они транспортируются за пределы полигона. Благодаря углублению траншеи объем перемещаемых пород высокой влажности за один заезд бульдозером достигает 4—5 м³, а при спаренной работе 12—16 м³.

§ 6. Организация бульдозерной вскрыши торфов зимой

Бульдозерная выемка пород зимой производится по той же параллельной системе вскрыши, что и летом (см. рис. 34). Однако установившийся порядок производства вскрышных работ на приисках Северо-Востока в зимний период по подвиганию забоев можно считать **уступной системой вскрыши**.

Организация работ по уступной системе вскрыши сводится к проведению (с помощью БВР) основных и буровых траншей на всю мощность вскрываемого слоя пустых пород, с последующим развитием бортов основных (разрезных) траншей как рабочих уступов по простиранию россыпи. Величина уступов определяется принятым способом подготовки пород к выемке.

Разрыхленные породы из разреза убирают в плоский отвал или складывают у борта (при экскаваторном отвалообразовании); при этом бульдозер движется параллельными заездами. Производительность бульдозеров как при рыхлении пород с помощью вертикальных, так и горизонтальных взрывных скважин изменяется лишь под влиянием крупности дробления. Так, при выходе крупнокусовой фракции (куски более 0,5 м³) породы до 3% общего объема производительность машин практически не изменяется; при выходе ее от 3 до 8% (в среднем 5%) она снижается до 10%, а при выходе негабарита 8—15% уменьшается на 15—30%.

Во время опытных работ были рассмотрены две схемы бульдозерования пород: при расположении горизонтальных скважин параллельно (рис. 41, а) и перпендикулярно (рис. 41, б) уступу. Установлено, что при рыхлении пород с помощью минных шнуров, вертикальных и горизонтальных скважин, которые расположены перпендикулярно уступу, когда применяется схема В, выемка пород производится только с подрезкой их одним бортом отвала бульдозера. В связи с этим на 15—25% снижается скорость рабочего хода и происходят поломки навесного оборудования (простои из-за которых достигают 15—20%). При изменении организации работ по этой же схеме и равномерной выемке пород по всей

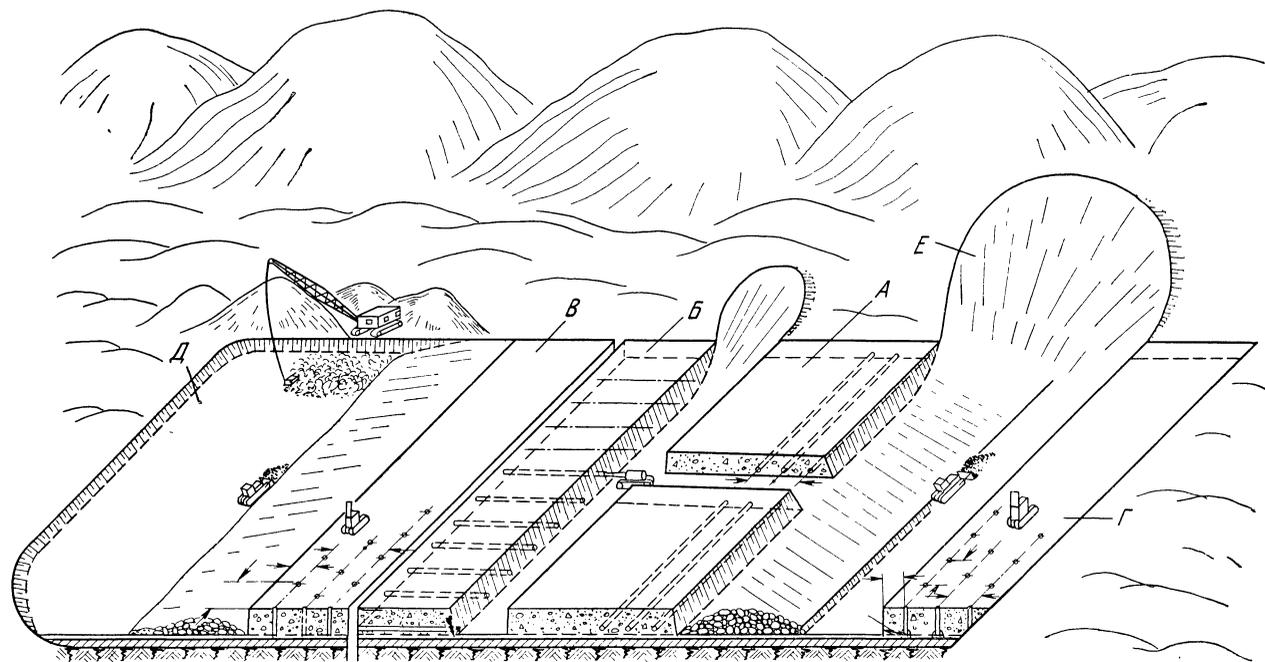


Рис. 41. Схема подготовки и выемки пород при зимней вскрыше торфов:

А и Б — горизонтальные скважины, расположенные перпендикулярно и параллельно уступу; *В и Г* — вертикальные скважины; *Д* — складирование пород у борта при экскаваторном отвалообразовании; *Е* — плоский отвал

Рекомендуемые горнотехнические параметры при зимней вскрыше торфов бульдозерами

Способ рыхления мерзлых пород	Типы рыхлителя и бурового оборудования	Тип ВВ	Глубина вскрыши, м	Ширина вскрываемых полигонов, м		Марка бульдозера	Примечание
				на одну сторону	на две стороны		
Механическое рыхление	Рыхлитель на базе трактора Д-9Ж	—	До 4	До 50	До 100	Д-575, Д-572 Д-494А	
С помощью вертикальных скважин	Буровые станки СДВВ-II, ВУД-1 с пневмоударником М-1900	Игданит	4—8	20—50	40—100	Д-575, Д-572 Д-494А	При использовании вместо игданита аммонита 6ЖВ себестоимость вскрыши 1 м ³ торфов возрастает на 0,2—0,3 руб.
			4—6	20—50	40—100		
С помощью вертикальных скважин	Буровые станки ВУД-1, БС-3, БМК-4, НКР-100м	Игданит	3—6	20—50	40—100	Д-575, Д-572 Д-494А	Глубина бурения станками ВУД-1 до 4 м, БС-3 — до 5 м, БМК-4 и НКР-100м — до 6 м
			3—6	20—50	40—100		
С помощью горизонтальных скважин	Буровые станки НКР-100м, БМК-4	Аммонит	3—4	20—50	40—100	Д-575, Д-572 Д-494А	
		6ЖВ	3—4	20—50	40—100		
С помощью вертикальных и горизонтальных шпуров Ø 42 мм	Ручные перфораторы	Игданит	2—4	20—50	40—100	Д-575, Д-572 Д-494А	
			2—4	20—50	40—100		

поверхности подготавливаемого к вскрыше участка разрыхленные взрывом породы прикатываются, что снижает производительность машин. При уступной системе разработки вскрышные работы эффективнее вести по схеме *a*. В результате параллельного расположения скважин по уступу при рыхлении пород взрывом происходит более равномерный разброс отбитой породы в разрезе. В связи с этим представляется возможность одновременно использовать несколько бульдозеров на выемке вскрышных пород. Ввиду того, что машины постоянно работают в борозде, исключается прикатывание пород и на 10—15% увеличивается объем вала, перемещаемого за один заезд. Сравнение результатов применения описанных вариантов рыхления показало, что при схеме *a* производительность бульдозеров повышается на 35—40%. Благодаря увеличению производительности машин и получению более высоких показателей по рыхлению пород и их выемке затраты на проведение дополнительной буровой траншеи полностью окупаются, а себестоимость 1 м³ вскрышных работ снижается по сравнению с вариантами *b*, *в*, *г* на 18—20%.

Рациональные параметры полигонов вскрыши торфов бульдозерами в зимнее время при различных способах подготовки пород к выемке приведены в табл. 51.

§ 7. Режим работы бульдозеров и их годовая выработка

Продолжительность работы бульдозеров на приисках Магаданской области определена с учетом теплого периода, когда послойная разработка мерзлых пород производится с использованием естественного оттаивания; продления сезона выемки талых пород за счет накапливания слоя методом естественной тепловой мелиорации или оттаянных с помощью иглового гидрооттаивания, предохранения его от промерзания снежным или пенополистироловым покровом и разрушения образовавшейся мерзлой корки рыхлителями; зимней вскрыши торфов с рыхлением мерзлых пород с помощью буро-взрывных работ и эксплуатации машин при температуре до —30° С и характеризуется данными табл. 52.

Таблица 52

Продолжительность сезона бульдозерных работ на приисках
Магаданской области

Районы производства открытых горных работ	Начало сезона бульдозерных работ	Конец сезона	Продолжительность сезона, дней	По периодам, дней		
				летний	осенний	зимний
Сусуманский . .	1/III	5/XI	250	140	30	80
Билибинский . .	25/III	30/X	230	120	35	75
Иультинский . .	8/IV	25/X	210	105	40	65

Межремонтные сроки бульдозеров

Мощность двигателя, л. с.	Марка бульдозера	Межремонтный период, ч		Вид ремонта	Продолжительность ремонта, ч	Районы Маргалакской области											
		в летний сезон	в продленный сезон			Сурманский		Билибинский		Иультинский							
						количество ремонтов	простой в ремонте, ч	количество ремонтов	простой в ремонте, ч	количество ремонтов	простой в ремонте, ч	количество ремонтов	простой в ремонте, ч				
80—130	Д-271 Д-494А Д-532	150	125	ТУ ППР-1 ППР-2	4	7	28	13	52	6	24	12	48	5	20	10	40
						3	72	6	144	3	72	5	120	3	72	5	120
						3	216	6	432	3	216	6	432	2	144	5	360
140—180	Д-275 Д-575ГТ1	300	250	ТУ-1 ТУ-2 ТУ-3	10	8	80	15	150	7	70	13	130	6	48	11	110
						5	180	10	360	4	144	9	324	4	144	7	252
						3	216	4	288	3	216	4	288	2	144	3	216
250	Д-572 (Д-384)	100	100	ТО-1 ТО-2 ТО-3	10	19	190	32	320	16	160	28	280	13	130	24	240
						2	96	4	192	2	96	4	192	2	96	4	192
						2	144	4	288	2	144	4	288	2	144	3	216
385	Д-9Ж	100	100	ТО-1	5	14	70	23	115	14	70	22	110	11	55	20	100
						3	30	8	80	3	30	6	60	2	20	4	40
						2	96	4	192	2	96	3	144	2	96	3	144
		300	200	ТО-2	10	48	48	4	192	2	96	2	144	2	96	3	144
						2	96	4	192	2	96	3	144	2	96	3	144
						2	144	3	216	1	72	2	144	1	72	2	144

Межремонтные сроки для бульдозеров в летний и зимний периоды определены с учетом практических данных по выполнению ремонтно-профилактического и планово-предупредительного обслуживания на приисках и рекомендаций заводов (табл. 53). Продолжительность ремонта (ТУ-1, ППР-1, ППР-2) определена в летних условиях на основании нормативов объединения «Северовосток-золото» и рекомендаций заводов, в осенне-зимний период — по среднепрогрессивным нормам на ремонты для приисков, использующих бульдозеры в зимних условиях. Режим работы машин в летний и осенне-зимний периоды определены расчетным путем. При этом учитывали принятые на приисках Северо-Востока нормы времени. С учетом календарного времени, для машин мощностью 100 л. с. режим работы характеризуется данными табл. 54. На основании рассмотренных выше факторов (табл. 52, 53, 54) время чистой работы бульдозеров в календарном периоде (всего часов) по районам Магаданской области характеризуется данными табл. 55.

Т а б л и ц а 54

Режим работы бульдозера

Районы Магаданской области	Сезон							
	летний				продленный			
	Марка бульдозера							
	Д-494	Д-575	Д-572	Д-9Ж	Д-494	Д-575	Д-572	Д-9Ж

Время работы бульдозеров в календарном периоде, ч

Сусуманский	2268	2160	2196	2268	3987	3906	3897	4050
Билибинский	1926	1845	1842	1926	3650	3580	3570	3720
Иультинский	1670	1600	1630	1670	3365	3312	3287	3393

Время чистой работы бульдозеров, всего, ч

Сусуманский	1988	1921	1842	2123	3402	3147	3066	3461
Билибинский	1725	1657	1570	1746	3186	3001	2806	3084
Иультинский	1508	1383	1406	1528	2765	2509	2483	2608

Годовая выработка бульдозера. Пользуясь данными табл. 48, 52 и 54, годовую выработку можно определить по формуле

$$A_6 = T_{\text{л}} Q_{\text{б. л}} \varepsilon_1 + T_{\text{з}} Q_{\text{б. з}}, \quad (73)$$

где A_6 — годовая выработка бульдозера, тыс. м³;
 $T_{\text{л}}, T_{\text{з}}$ — время чистой работы в летний и зимний периоды, ч;
 $Q_{\text{б. л}}, Q_{\text{б. з}}$ — производительность машины в зимний и летний периоды, м³/ч;
 ε_1 — коэффициент снижения производительности за

Режим работы бульдозеров (затраты времени, %)

Затраты времени	Режим, рекомендованный институтом ВНИИОМС		Режим на приисках Магаданской области				
	для южных районов страны	для средних районов страны	обычный сезон			продленный сезон	
			Сусуманский район	Билибинский район	Иультинский район	Центральные районы области	Заполярные районы области
Годовое календарное время . . .	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Рабочее время . . .	45,0	36,0	30,9	21,6	19,7	45,3	38,4
Ремонт	12,0	6,0	5,1	2,7	2,4	7,8	6,3
Переброски	1,5	1,4	—	—	—	—	—
Непогода	2,0	2,0	—	—	—	—	—
Дни отдыха и праздники	16,0	16,0	—	—	—	—	—
Междусменные перерывы (в том числе обед) . . .	23,5	18,0	10,3	7,5	6,6	13,1	12,8
Организационные простои . .	—	20,0	0,3	1,2	0,8	2,3	1,0
Зимняя консервация	—	—	53,4	67,0	70,5	31,5	41,5
Коэффициент использования по времени	0,45	0,36	0,31	0,22	0,20	0,45	0,38

Таблица 56

Расчетная годовая выработка бульдозеров

Марка бульдозера	Принятая для расчета продолжительность работы, дней	Годовая выработка бульдозера, тыс. м ³			
		Расстояние транспортировки, м			
		80	100	120	150
Д-494А	170	60,9	49,5	41,4	33,1
	250	80,9	66,0	55,2	44,4
Д-575	170	126,2	102,7	83,9	69,2
	250	167,5	137,0	111,9	91,9
Д-572	170	174,3	140,1	114,4	93,7
	250	231,1	185,3	151,5	124,7
Д-9Ж с полусферическим отвалом	170	255,5	209,3	173,6	137,4
	250	340,0	287,0	230,5	183,0
Д-9Ж со сферическим отвалом	170	312,6	255,2	210,1	167,8
	250	416,0	344,0	280,0	223,5

счет недостаточной скорости естественного оттаивания мерзлых пород в весенний и осенний периоды (принимается на вскрыше торфов — 0,95, при разработке песков — 0,90).

Расчетная годовая выработка бульдозеров на выемке вскрышных пород III категории в зависимости от длины их транспортировки приведена в табл. 56.

Учитывая, что бульдозеры в течение сезона выполняют разные работы (вскрыша торфов, разработка песков, канавные ГПР и т. п.), то при их различных соотношениях будет резко изменяться и годовая производительность. Она будет выше у той машины, которая выполняла более легкие работы. При повышении удельного веса более тяжелых работ годовая выработка машины понижается. Это затрудняет планирование и учет выполненного объема каждой машиной. Для более правильного учета трудоемкости разрабатываемых пород необходимо пользоваться переводными коэффициентами и вести учет фактически выполненных объемов бульдозером в условно натуральном выражении.

§ 8. Техничко-экономические показатели бульдозерной выемки пород при разработке россыпей

1. Себестоимость бульдозерной выемки вскрышных пород определяется как отношение стоимости машино-часа (табл. 57) ра-

Таблица 57

Стоимость машино-часа работы бульдозера при различной продолжительности сезона в условиях приисков Магаданской области, руб.

Марка бульдозера	Центральные районы				Заполярные районы	
	Число дней работы машины				в году	
	140	170	210	250	140	210
Д-494А	12,56	12,35	11,77	11,42	15,10	14,20
Д-532	15,75	15,54	14,67	14,15	19,03	17,55
Д-575	19,05	18,55	17,31	17,01	23,18	21,34
Д-572	26,65	26,45	24,49	23,85	32,04	28,90
Д-9Ж	39,65	39,10	35,64	34,64	46,85	41,03

боты бульдозера к среднечасовой производительности машины (см. табл. 48) по формуле

$$c_{\text{в}} = \frac{S_{\text{м. ч}}}{Q_{\text{б. ч}}}, \quad (74)$$

где $c_{\text{в}}$ — себестоимость 1 м³ выемки пород, руб.;

$S_{\text{м. ч}}$ — стоимость машино-часа работы бульдозера, руб.;

$Q_{\text{б. ч}}$ — производительность бульдозера за один час чистой работы, м³.

Установлено, что минимальная себестоимость 1 м³ вскрыши пород обеспечивается бульдозерами на базе трактора мощностью 250 и 385 л. с. С увеличением глубины выемки от 6 до 8—10 м и ширины полигона от 80 до 100 м себестоимость вскрыши мощными бульдозерами Д-572 и Д-9Ж значительно ниже, чем Д-494А и Д-575. При этом наиболее низкая себестоимость 1 м³ вскрыши разрыхленных пород в зимнее время достигается бульдозерами Д-9Ж.

2. **Трудоемкость бульдозерной выемки** пород в чел-днях на 1000 м³ рассчитана в соответствии с нормами выработки и нормативами обслуживания для присков объединения «Северовосток-золото» по формуле

$$Y_6 = \frac{1000}{Q_6} m_{зв}, \quad (75)$$

где Y_6 — трудоемкость бульдозерной вскрыши, чел-дни;

Q_6 — сменная производительность бульдозера, м³;

$m_{зв}$ — состав звена, обслуживающего бульдозер в смену, чел.

Результаты расчета по формуле (75) сведены в табл. 58. Из табл. 58 видно, что с увеличением глубины вскрышных работ трудоемкость возрастает для всех типов бульдозеров; особенно резко возрастает трудоемкость для Д-494А и Д-575 при глубине выемки

Таблица 58

Изменение трудоемкости бульдозерной выемки пород от параметров полигонов, чел-дней на 1000 м³

Ширина полигона, м	Марка бульдозера	Разрабатываемые породы							
		III категории				VI—VIII категорий (взрыхленные)			
		Глубина вскрыши (мощность торфов), м							
		2	4	6	8	2	4	6	8
40	Д-494А	7,3	9,6	11,9	14,3	11,4	15,2	19,2	23,8
	Д-575	3,4	4,1	5,2	6,0	5,2	6,5	7,9	9,1
	Д-572	2,6	3,4	4,0	4,6	3,9	4,9	5,8	6,6
	Д-9Ж	1,4	1,8	2,2	2,5	2,8	3,5	4,1	4,6
60	Д-494А	9,0	11,9	14,8	17,8	13,9	19,2	24,8	30,1
	Д-575	4,2	5,4	6,4	7,3	6,3	8,1	9,7	11,2
	Д-572	3,2	4,1	4,8	5,5	4,8	6,0	7,1	8,1
	Д-9Ж	1,8	2,3	2,7	3,0	3,4	4,3	4,9	5,6
80	Д-494А	10,7	14,1	17,4	20,4	17,0	23,4	30,1	34,8
	Д-575	5,1	6,4	7,6	8,7	7,5	9,6	11,6	13,5
	Д-572	3,9	4,8	5,6	6,4	5,6	7,0	8,3	9,7
	Д-9Ж	2,2	2,7	3,1	3,5	4,2	5,0	5,8	6,4
100	Д-494А	12,4	16,3	19,7	21,4	20,4	28,0	33,6	36,2
	Д-575	5,9	7,3	8,7	9,9	8,8	11,2	13,6	15,8
	Д-572	4,5	5,5	6,5	7,4	6,5	8,1	9,9	11,7
	Д-9Ж	2,6	3,1	3,6	4,0	4,8	5,8	6,6	7,2

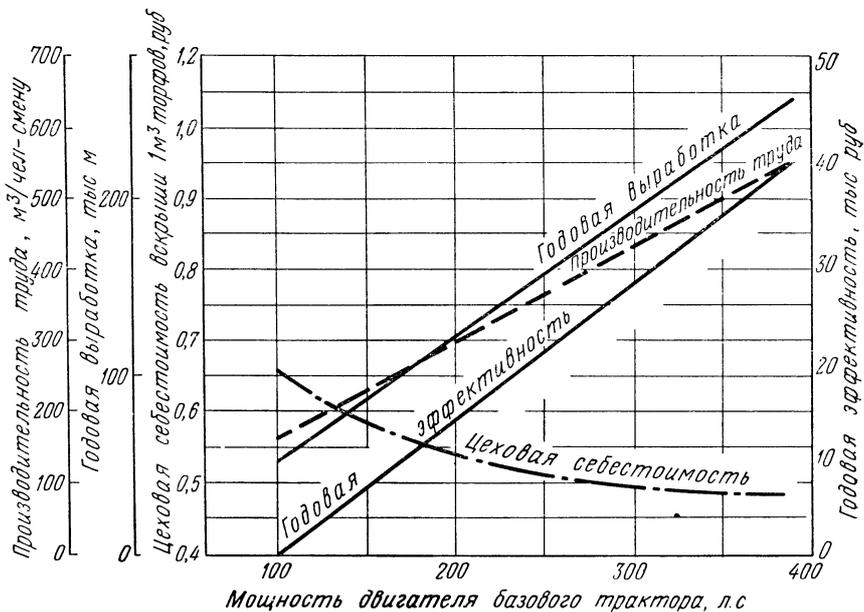


Рис. 42. Изменение производительности труда годовой выработки и себестоимости 1 м³ вскрыши торфов при бульдозерной разработке россыпей в зависимости от мощности двигателя базового трактора

Таблица 59

Область применения различных бульдозеров при разработке россыпных месторождений

Марка бульдозера	Категория	Краткая характеристика разрабатываемых пород	Глубина вскрыши, м	Расстояние транспортировки при одинаковой себестоимости, м
Д-494А	II—III	Растительный слой с корнями, суглинок, гравий, галька от 10 до 100 мм, глина мягкая жирная, песчано-глинистые породы	До 4	80
Д-575	II—IV	То же, что и выше, добавляются галечно-щебенистые породы, связанные глиной; валуны; конгломераты осадочных пород; угли весьма мягкие	До 6	125
Д-572 Д-9Ж	II—IV II—V	То же То же, что и выше, добавляются алевролиты глинистые, слабо сцементированные; мергель глинистый; песчаники, слабо сцементированные с песчано-глинистым цементом; угли мягкие; мерзлые породы I—II категории	До 8 До 10	125 150

более 4 м и ширине полигона более 60 м. Так, если при глубине полигона 6 м и ширине 80 м трудоемкость для Д-9Ж и Д-572 составляет соответственно 2,5 и 4 чел.-дня на 1000 м³ выемки талых пород, то при этих параметрах она будет для бульдозера Д-575 — 5,5, а для Д-494А — 9,85 чел.-дня. Следовательно, использование Д-494А на вскрыше торфов следует ограничить шириной полигона 50 м и глубиной выемки не более 4 м; Д-575 — параметрами полигона $B=80$ м и $H=5$ м; Д-572 — $B=100$ м и $H=5$ м; Д-9Ж — $B=100$ м и $H=8$ м.

Технико-экономические показатели использования бульдозеров в зависимости от мощности базового трактора характеризуются графиком рис. 42, а оптимальные области применения бульдозеров и их основные показатели при различной глубине вскрыши торфов приведены в табл. 59.

§ 9. Меры безопасности при работе бульдозера

Главнейшим условием безопасной работы бульдозера является изучение и соблюдение бульдозеристом правильных и безопасных приемов управления и обслуживания машины.

Неисправность машины и в первую очередь органов управления может быть причиной аварии и несчастных случаев. Бульдозерист не должен выезжать на работу с неотрегулированными фрикционными и тормозами. До начала работы бульдозерист обязан осмотреть трактор и бульдозерную установку, проверить крепления, смазку и заправку горючим, а также состояние каната и лебедки. Даже самые незначительные замеченные недостатки должны быть немедленно исправлены, все детали смазаны согласно существующей инструкции по смазке.

Особое внимание надо обращать на то, чтобы были в исправном состоянии следующие части: двигатель, муфта сцепления, тормоза, топливные баки, топливопроводы, карбюратор, прицепное устройство, осветительные приборы.

Перед пуском двигателя нужно обязательно проверить положение рычага главной муфты сцепления и рычага коробки передач. Муфта сцепления должна быть отключена, а рычаг переключения передач — находиться в нейтральном положении. Одновременно следует проверить исправность приспособления, предохраняющего пусковую рукоятку от обратного удара.

Меры безопасности при пуске и работе двигателя. При пуске в работу двигателя в холодное время года запрещается разогревать машину факелами и паяльными лампами. Подогрев машины должен производиться путем заливки в машину горячей воды и подогретого масла.

После того как заведен двигатель, нельзя залезать под бульдозер, а также заправлять трос.

Запрещается оставлять без надзора бульдозер с работающим двигателем.

Нельзя производить ремонт, смазку и регулировку бульдозера во время его движения. Для выполнения этих работ бульдозер должен быть остановлен, двигатель заглушен, а отвал опущен на землю. Для осмотра отвала снизу и для его ремонта он должен быть опущен до упора на надежные подкладки. Находиться под висящим отвалом запрещается.

Не следует открывать пробку радиатора на подогретом двигателе без рукавиц, концов и тряпок. При этом нужно остерегаться брызг кипящей воды. При снятии пробки необходимо отвернуться от заливной горловины.

Меры безопасности при разработке пород. Запрещается выезд бульдозера на подъем более 25° и спуск с породой под углом круче 30° , а порожняком — круче 25° . Не допускаются работы на косогорах, когда боковой крен машины более 10° . Нельзя производить резкие повороты бульдозера при работе на крутых косогорах, так как при этом машина может сползти или опрокинуться.

При спуске бульдозера с горы, когда груз на крюке толкает машину, управлять бортовыми фрикционами и тормозами следует в обратном порядке. Например, для поворота бульдозера налево надо выключить правый бортовой фрикцион, не нажимая на тормозную педаль. Спускаться с горы надо на первой передаче, используя торможение двигателя.

Рвы и канавы следует переходить под углом $15-30^\circ$, а бревна — перпендикулярно. При переходе через небольшое препятствие следует слегка выключить один из бортовых фрикционов (когда трактор находится на вершине препятствия), чтобы трактор мог плавно опуститься с небольшим поворотом.

Для экстренной остановки трактора следует оттянуть на себя до отказа оба рычага управления бортифрикционами и нажать на тормозные педали. При длительной стоянке надо застопорить собачками рычаги управления, выжать педаль главной муфты сцепления и поставить рычаг перемены передач в нейтральное положение.

Сталкивая породу под откос насыпи или засыпая котлован, опасно допускать выход ножа отвала за кромку откоса: это грозит сползанием и опрокидыванием бульдозера. При движении вдоль бровки свежееотсыпанной насыпи или кромки засыпаемого котлована из тех же соображений опасно вести бульдозер ближе, чем на 1,5 м от этой бровки или кромки, считая от края гусениц.

Сталкивая породу под откос при развалке отвалов песков и при размещении в отвал торфов, необходимо следить за тем, чтобы не было людей у откоса на месте сброса породы.

При разработке отвалов песков и при вскрышных работах надо обращать внимание на то, нет ли на пути шурфов и провалов. При обнаружении их следует прекратить работу на этом месте и поставить в известность горного мастера.

Не разрешается разрабатывать (подрезать) нижнюю часть

откоса высокого отвала: порода с откоса может обрушиться и привести к несчастному случаю.

При работе бульдозера совместно с экскаватором не допускается подъезжать к зоне радиуса действия ковша экскаватора.

Необходимо следить за тем, чтобы не наехать на электрический кабель.

При работе бульдозера в ночное время опасность попадания в ямы и канавы и опрокидывания с обрывов гораздо большая, чем в дневное время. Поэтому во время ночной работы от машиниста требуется особая внимательность при управлении трактором. Трактор должен быть снабжен таким освещением, чтобы машинист ясно видел путь впереди. Работа в ночное время без освещения или при неисправном освещении запрещается.

Меры безопасности при регулировке лебедки, отвала и ремонте бульдозера. Регулировка лебедки должна производиться при выключенном двигателе. При зачаливании троса на наружный барабан лебедки нельзя оставлять конец троса незаправленным в отверстие диска барабана. Концы каната перед запасовкой должны быть плотно связаны мягкой проволокой. При запасовке каната надо пользоваться брезентовыми рукавицами, так как без них можно повредить руки.

При изменении угла резания надо переставлять подкосы, которыми отвал крепится к толкающим балкам, не одновременно, а по одному, чтобы отвал не мог повернуться вокруг нижних пальцев.

Не допускается пользоваться в качестве подставок для подъема бульдозера случайными предметами и деталями (например, гильзами блоков, опорно-ходовыми катками, валунами и т. д.). Применять нужно специальные козлы и брусья.

Запрещается находиться между гусеничным полотном и задней сцепкой отвала в момент рассоединения и соединения гусениц.

Снимать и устанавливать тяжелые узлы трактора и бульдозерного оборудования при выполнении ремонтных работ необходимо подъемными приспособлениями. При снятии тяжелых узлов трактора нужно обратить внимание на правильное положение цепей подъемного приспособления. В результате неправильного крепления цепь может соскользнуть, и падающий груз может причинить тяжелые увечья.

Во время подъема деталей с помощью талей или кранов строго запрещается стоять под грузом или прислоняться вплотную к нему.

Необходимо следить за тем, чтобы место ремонта и сборки трактора было достаточно просторно и хорошо освещено. Опасно пользоваться для освещения места работы переносной лампой от сети с напряжением более 50 В.

Не следует производить приработку отремонтированного или собранного трактора в закрытом помещении; отработанный газ ядовит. Во время работы двигателей в закрытом помещении обязательно надо устанавливать трубы или шланги для отвода отработанных газов. Необходимо следить за тем, чтобы соединения концов

труб или шлангов были плотными и не пропускали вредных газов.

Противопожарные правила. Нельзя работать на тракторе с неисправными топливными баками, топливопроводными трубками и протекающей поплавковой камерой в карбюраторе. Эксплуатация такого трактора опасна в пожарном отношении.

Подъезжать на тракторе к заправочному пункту следует таким образом, чтобы выхлопная труба трактора была обращена в противоположную от пункта сторону.

Следует заправлять машину горючим и маслом строго в соответствии с инструкцией. Несоблюдение этого требования может привести к взрыву двигателя и несчастным случаям.

Во время заправки топливом или осмотра топливных баков и тары нельзя пользоваться открытым пламенем.

Порожня тара, заполненная парами топлива, может взорваться от огня и искры, от ударов металлическим предметом по пробке. Завинчивать и вывинчивать пробки на таре можно только ключом. После заправки подтеки топлива на баке необходимо обтереть. Замасленные обтирочные концы и ветошь следует хранить в металлическом ящике. Всегда нужно помнить, что замасленные тряпки могут самовозгораться.

Нельзя подогреть двигатель бульдозера факелами, жаровнями, кострами, паяльными лампами, так как это зачастую является причиной пожара.

Не допускается разводить огонь ближе 50 м от места работы или стоянки бульдозера, так как искры от костра или распространение огня по сухой траве, хворосту и торфу могут вызвать пожар на бульдозере.

В случае возникновения на бульдозере пожара двигатель надо немедленно заглушить и принять меры к предотвращению расширения очага пожара. Воспламенившееся топливо ни в коем случае нельзя заливать водой. Будучи легче воды, оно растечется по машине, и пожар усилится. Гасить пламя нужно, покрывая его брезентом, войлоком или забрасывая песком, землей.

Бульдозеристу запрещается подходить близко к открытому огню в одежде, пропитанной маслом и горючим, чтобы спецодежда не загорелась. Нельзя допускать, чтобы она была пропитана топливом и маслом.

Глава II

СКРЕПЕРНЫЕ РАБОТЫ

На приисках Северо-Востока скреперы емкостью до 6 м³ начали применять с 1950 г. Однако небольшая мощность тягача (80 л. с.) и непригодность малоемких скреперов для работы в сложных горно-геологических условиях не позволили широко применять их на разработке россыпей. Дальнейшее развитие скреперных работ началось с освоением отечественной промышленностью большегрузных колесных скреперов емкостью 8, 10, 15 и 25 м³

с тягачами мощностью 140—450 л. с., развивающими скорость до 30—40 и 60 км/ч. Такие скреперы позволили вести разработку пород III—IV категорий с наличием 5—6% валунов крупностью 250—300 мм и влажностью до 25%. Высокая маневренность, способность производить послойную вскрышу естественно оттаявших мерзлых пород и транспортировать их в больших объемах на дальние расстояния являются весьма ценными качествами скреперов (рис. 43) — наиболее перспективных машин для разработки россыпей [52, 61, 63].



Рис. 43. Общий вид большегрузного скрепера Д-511А (приск «Пятилетка» Ягодинского ГОКа объединения «Северовостокзолото»)

Наибольшее влияние на технико-экономические показатели вскрышных работ оказывают ширина вскрываемого полигона и

Таблица 60

Граница, с которой экономично применять скреперы на разработке россыпей, м

Марка бульдозера	Марка и емкость скрепера			
	Д-522А (8 м³)	Д-213А (10 м³)	Д-511А (15 м³)	Д-657 (24,5 м³)
Д-494А	30	25	18	9
Д-572	54	46	35	21
Д-575	74	64	50	33
Д-9Ж	90	80	62	40

мощность торфов. Полигоны с большой мощностью торфов и шириной экономичнее вскрывать с применением скреперов. Например, при разработке пород III категории скреперы в сравнении с бульдозерами экономичнее применять начиная с расстояния транспортировки, табл. 60.

Применение колесных скреперов на вскрыше торфов позволяет значительно расширить параметры вскрышных полигонов и увеличить глубину открытых горных работ.

§ 1. Классификация и конструкция колесных скреперов

На разработке россыпей применяются скреперы различных конструкций и размеров, характеристика которых приведена в табл. 61. Колесные скреперы различных типоразмеров изготавливают и в США. Одной из ведущих по выпуску скреперов является фирма «Катерпиллер», которая выпускает самоходные двух- и трехколесные их модификации с одним или двумя двигателями и самоходные саморазгружающиеся скреперы. Отечественные скреперы различаются в основном по емкости ковша и приводу управления. Кроме того, они подразделяются по следующим признакам.

По способу разгрузки: скреперы с принудительной разгрузкой, когда порода выталкивается из ковша в результате перемещения задней стенки; скреперы с полупринудительной разгрузкой — в этом случае порода выгружается из ковша в результате опрокидывания днища вместе с задней стенкой; скреперы со свободной разгрузкой — освобождаются от породы путем опрокидывания ковша под действием ее собственного веса.

По форме ковша: скреперы с ковшом створчатого типа (по форме передней заслонки); скреперы с открытым ковшом (без передней заслонки).

По способу тяги: прицепные скреперы с гусеничным тягачом; полуприцепные скреперы на тягаче от двухосного или одноосного колесного тягача на сверхбаллонах; самоходные скреперы.

За последние годы наибольшее распространение получили скреперы с полупринудительной разгрузкой с ковшом емкостью от 8 до 15 м³. Характерная особенность находящихся в эксплуатации новейших большегрузных скреперов — канатно-блочный привод управления, полупринудительная система разгрузки и тяга от мощного дизельного гусеничного трактора. Переход на двухосные и одноосные тягачи на сверхбаллонах несмотря на ряд преимуществ (большой к. п. д., значительная скорость, хорошая маневренность и долговечность) не всегда оправдывается при работе на бездорожных участках вследствие плохой проходимости колесного хода по сравнению с гусеничным.

По числу колесных осей скреперы подразделяются на одноосные и двухосные, по способу управления — на канатные и гидравлические. На скреперах первого типа все основные операции по управлению ковшом производятся при помощи системы канатов;

Техническая характеристика скреперов, применяющихся на горных работах

Показатели	Д-374	Д-222А	Д-542	Д-213А	Д-523	Д-188А	Д-511А (БелАЗ)	Д-189 (МАЗ-525В)	Д-657	Д-666
									фирма „Катерпилер“	
Мощность тягача, л. с.	80—100	100—108	108—130	130—140	140—180	300	300	300	500	500
Емкость ковша, м ³ :										
геометрическая	6	8	8	10	10	15	15	15	24,5	30,6
с шапкой	8	10	10	13	12	18	17	18	33,6	41,3
Наибольшая гл- бина резания, мм	320	300	300	320	300	300	350	300	405	480
Максимальная толщина слоя отсыпки, мм . . .	500	500	350	400	500	400	550	400	600	600
Дорожный про- свет, мм	430—500	400	335—624	500—540	450—500	500	550—600	550	700	700
Размеры, мм:										
длина	8400	8400	8895	9150	8700	10 750	11 300	14 800	—	—
ширина	2990	3050	3195	3350	3250	3 470	3 390	3 500	3650	3650
высота	3090	3090	2660	3060	2800	3 100	3 070	3 500	—	—
Масса скрепера, т	6,6	6,6	9,0	9,5	8,0	15,75	16,28	14,00	62,4	61,6

у скреперов второго типа операции по управлению осуществляются при помощи гидравлической системы.

§ 2. Производство скреперных работ

Работа скрепера состоит из операций: наполнение ковша, транспортировка, разгрузка и холостой ход. Наполнение ковша зависит от тяговых усилий тягача, плотности и влажности разрабатываемых пород, организации работ.

Потребное тяговое усилие на крюке гусеничного трактора или колесного тягача определяется суммой отдельных сопротивлений, возникающих во время работы скрепера. Это усилие может иметь следующее выражение:

$$G_1 = P_d + P_p + P_3 + P_{\Pi}, \quad (76)$$

где G_1 — тяговое усилие, кгс;

P_d — сопротивление движению скрепера, кгс;

P_p — сопротивление пород резанию, кгс;

P_3 — сопротивление пород при загрузке в ковш, кгс;

P_{Π} — сопротивление трению призмы волочения, кгс.

Суммарное сопротивление ΣP_c копания для пород III категории для скреперов различной емкости характеризуется данными табл. 62.

Таблица 62

Суммарное сопротивление ΣP_c

Толщина срезаемого слоя разрабатываемых пород, см	Емкость скрепера, м ³			
	8	10	15	25
	Суммарное сопротивление копания, тс			
8	6	7	8	10
12	9	11	13	17
17	13	17	19	23
22	18	21	24	29

Расстояние загрузки скрепера можно определить из выражения

$$l_3 = \frac{E_c (\eta_k + \rho_4)}{k_p b_p h_c}, \quad (77)$$

где l_3 — расстояние загрузки скрепера, м;

E_c — геометрическая емкость скрепера, м³;

b_p — ширина резания, м;

h_c — толщина срезаемой стружки, м;

k_p — коэффициент разрыхления породы;

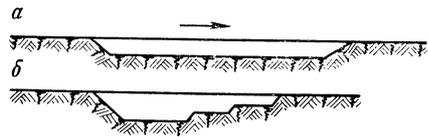
η_k — коэффициент наполнения ковша;

ρ_4 — коэффициент трения призмы волочения о забой.

Выемка пород скреперами производится горизонтальными или наклонными слоями. При разгрузке ковша под уклон создается возможность срезать стружку более толстым слоем и заполнять ковш на более коротком пути. В тех случаях, когда на рыхлых легко разрабатываемых породах не обеспечивается хорошее наполнение ковша как при загрузке на горизонтальном участке, так и под уклон, применяется выемка наклонными слоями на подъем. При этом следует отметить, что о величине уклона забоя имеются различные суждения, например докт. техн. наук А. И. Арсентьев рекомендует 7° , Д. И. Плешков — $8-9^\circ$ и Н. Г. Домбровский — в пределах $11-15^\circ$. Это свидетельствует о недостаточной изученности в 60-е годы вопроса влияния уклона на наполнение ковша.

Рис. 44. Схема продольного сечения забоя с постепенным выглублением ковша:

а — при постоянной глубине резания;
б — при переменной глубине резания



Исследования более поздних периодов позволяют считать, что при разработке пород II категории уклон может достигать $12-14^\circ$, пород III категории — $16-18^\circ$ и IV — $20-22^\circ$. При таких уклонах коэффициент наполнения ковша повышается на $10-24\%$.

Наблюдения [37, 52] за процессом скреперования показали, что песчано-глинистые и торфяно-глинистые пластичные породы почти на $1/3$ заполняют ковш за счет активной силы срезаемой стружки (сопротивление продольному сжатию). При разработке гравелисто-галечных пород ковш в первоначальный период почти до половины емкости наполняется под действием силы срезаемой стружки. Дальнейшее же заполнение емкости происходит под действием сил сопротивления, возникающих при перемещении вала (призмы волочения), о породный массив. Для более полного наполнения ковша необходимо развивать большую силу, способную протолкнуть породу до верхней его части. Это достигается только значительным заглублением ножа в породный массив. Однако для резания толстой стружки сравнительно плотных пород силы тяги трактора бывает не всегда достаточно. Поэтому применяют следующие методы наполнения ковша.

С постепенным выглублением ножа (рис. 44). Ковш скрепера иногда наполняют при постоянной толщине стружки и ширине резания (рис. 44, а). Этот метод применяется только в тех случаях, когда необходимо снять небольшой породный слой, чаще всего при планировке. Обычно ковш наполняют с переменной толщиной стружки. В начале наполнения, когда в ковше породы нет или ее мало, стружка беспрепятственно входит в ковш, поэтому в начале наполнения нож опускается поглубже и режет слой толстой стружкой (рис. 44, б).

Она похожа на ступеньки, поэтому данный метод нередко называют ступенчатым. По мере заполнения ковша породой возрастают усилия, необходимые для перемещения скрепера по забою, так как порода в ковше увеличивает общий вес скрепера и препятствует вхождению срезанной стружки в ковш. Во избежание перегрузки двигателя в конце наполнения ковша следует несколько выглублять нож. Таких выглублений делается два-три и больше. Рассматриваемый метод позволяет максимально использовать мощность тягача и заполнять ковш за более короткое время.

С волнистым резанием (рис. 45). При разработке легких и средних пород (до III категории включительно) вначале заполнения скрепера нож заглубляется на максимальную глубину до

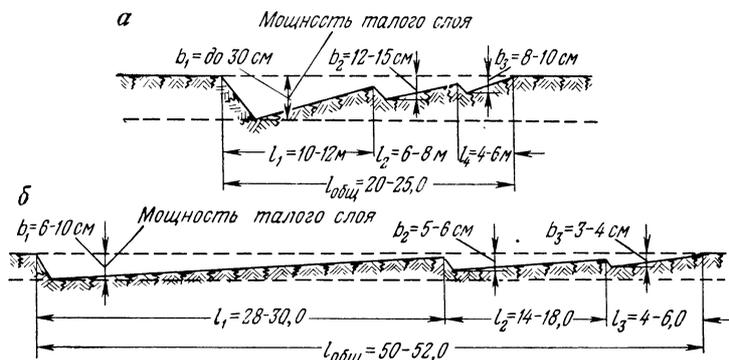


Рис. 45. Схема продольного сечения забоя с волнистым резанием:

а — при мощности талого слоя — 30 см; б — то же при 6—10 см

30 см, а затем по мере заполнения емкости породой он выглубляется, чтобы снизить нагрузку на тягач. В момент уменьшения толщины стружки до 5—6 см вторично заглубляется на 12—15 см (с последующим выглублением) и, наконец, в третий раз нож заглубляется на 8—10 см. Общая длина пути заполнения ковша составляет 20—25 м (рис. 45, а). Таким образом, нож несколько раз заглубляется и выглубляется при одном заполнении ковша. Обычно при разработке тяжелых глинистых не разрыхленных пород нож заглубляется и выглубляется 4—6 раз, причем общая длина напора, при которой происходит заполнение, составляет 30—40 м, а первоначальная глубина резания 10—12 см. Применение волнистой схемы позволяет вести разработку слоем большой толщины и тем самым сократить время и путь резания, а также улучшить условия заполнения ковша, коэффициент наполнения которого достигает в этом случае 1,2. Однако следует отметить, что при послойной вскрышке торфов с весьма малой мощностью естественно оттаявшего слоя мерзлых пород схема с волнистым резанием (рис. 45, б) не всегда рациональна, так как длина скреперования

резко увеличивается, а коэффициент наполнения ковша снижается до 0,6.

С шахматно-ребристым резанием (рис. 46). По этой схеме породы разрабатываются последовательными рядами проходок, одинаковых по длине и расположению, но сдвинутых одна по отношению к другой в шахматном порядке (рис. 46, а). Между проходками первого ряда оставляются полосы нетронутых пород шириной около половины захвата скрепера. Второй ряд проходок ведется с отступлением от первого на половину длины проходки. Кроме того, он сдвигается по отношению к первому на половину

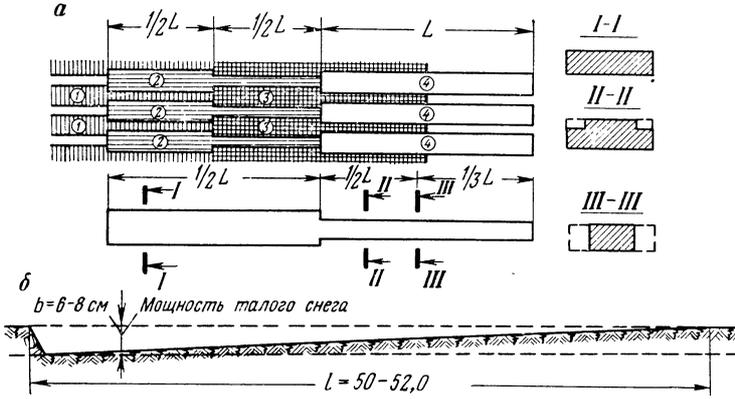


Рис. 46. Схема продольного сечения забоя с шахматно-ребристым резанием:

а — порядок проходки; б — с выглубленным резанием

ширины проходки. В таком же порядке ведутся третий и последующие ряды проходок скрепера. Начиная со второго ряда проходок, стружка пород имеет в первой стадии резания нормальное прямоугольное сечение (рис. 46, разрез I—I). Во второй стадии сечение стружки приобретает форму перевернутой буквы Т (рис. 46, разрез II—II), причем оно уменьшается вследствие сокращения высоты широкой части стружки. В третьей стадии стружка получает промежуточное сечение, но оно почти вдвое меньше первоначального (рис. 46, сечение III—III). Такое изменение формы стружки уменьшает в конечный период сопротивление резанию и обеспечивает интенсивное поступление породы в ковш. При мощности слоя 20—25 см заполнение ковша достигает 100—111% его геометрической емкости. С уменьшением талого слоя до 8—10 см длина пути набора ковша резко увеличивается, а коэффициент наполнения снижается до 0,3—0,5.

С прямым резанием (рис. 47, а). При разработке плотных и тяжелых глинистых пород усилия одного тягача бывает недостаточно. В этом случае используют трактор-толкатель, который толкает

скрепер сзади по оси после того, как нож врежется в породный массив. При работе с толкачем широкое распространение получили две схемы загрузки скреперов — цепная загрузка (с помощью трактора-толкача) и спаренная загрузка (без трактора-толкача).

Цепная загрузка скрепера осуществляется по цепочке, т. е. по одной линии с промежутками, соответственно расстоянию загрузки. После того как загруженный скрепер отошел в сторону, уступая

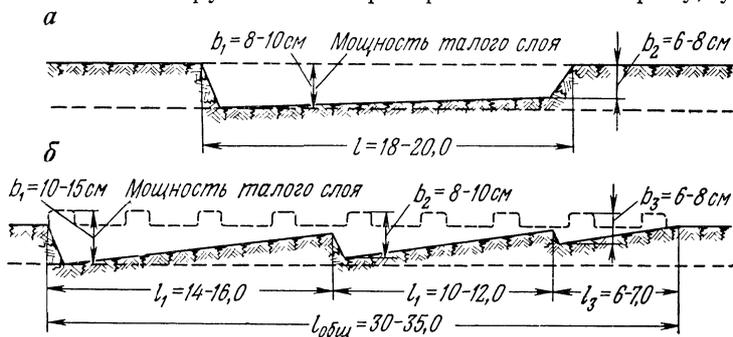


Рис. 47. Схема продольного сечения забоя с комбинированным резанием:

а — прямое резание с трактором-толкачем; б — волнистое резание

дорогу следующему, трактор-толкач, продолжая свое движение вперед, подталкивает очередной скрепер (рис. 48).

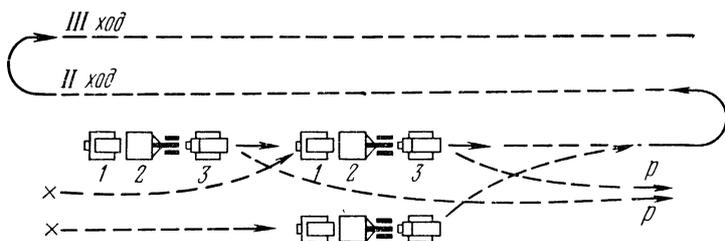


Рис. 48. Схема работы скреперов при загрузке с толкачем и тягачом:

1 — толкач; 2 — скрепер; 3 — тягач

Спаренная загрузка скреперов состоит в том, что при наполнении первого скрепера тягач второго работает в качестве толкача первого скрепера, при наполнении второго скрепера тягач первого, подсоединяясь специальным приспособлением ко второму, помогает ему наполнить скрепер породой. После наполнения второго скрепера обе машины разъединяются и далее самостоятельно следуют к месту разгрузки и обратно. При работе с толкачем коэффициент наполнения скрепера увеличивается на 10—15%, сокращается и время загрузки ковша. Однако применение рассмотренных схем

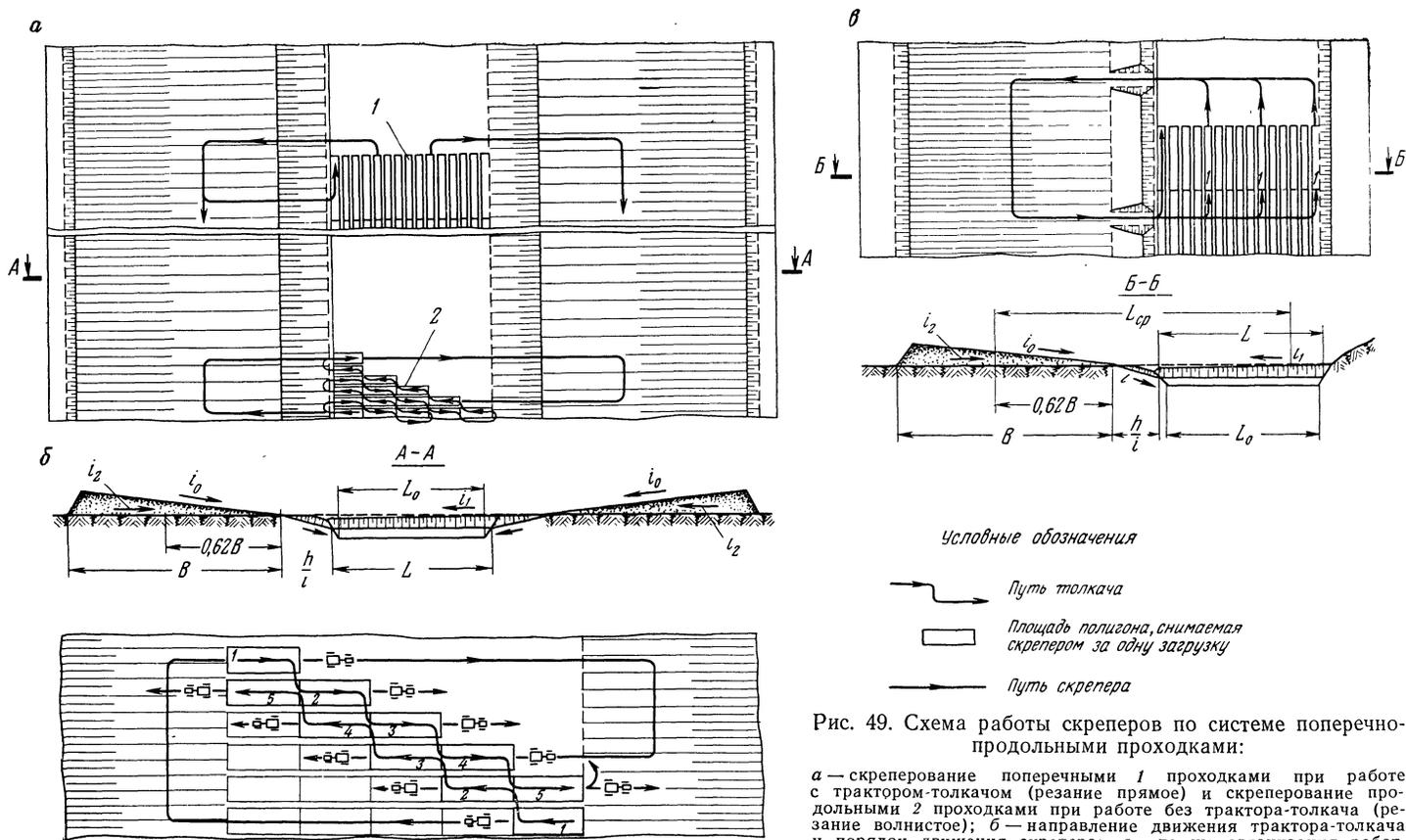
скреперования осложняет организацию работ и удорожает их себестоимость. Поэтому тяжелые породы эффективнее разрабатывать с применением рыхлителей и производить скреперование по обычным схемам.

Рассмотренные методы скреперования характерны для условий, когда слой талых пород достаточен для производительной работы машины. Однако на приисках Заполярья, где скорость естественного оттаивания мерзлых пород значительно меньше (8—12 см), чем на приисках центральных районов Магаданской области и Якутии, их применение не всегда эффективно. В этой связи на приисках были проведены исследования [53, 73] скреперования поперечно-продольными проходками (рис. 49). При этой системе работ скреперование осуществляется с прямым и волнистым резанием (см. рис. 47, *а* и *б*). Работа на полигоне начинается с поперечных проходок (вкрест простиранья россыпи) скрепера с трактором-толкачом (рис. 49, *а, 1*) по схеме резания (см. рис. 47, *а*) и оставлением междупроходческих целиков шириной 1,1—1,3 м. Затем скрепер работает без трактора-толкача продольными проходками (по простиранью россыпи) с оставлением бровки между проходками (срезами) шириной 0,3—0,4 м (рис. 49, *а, 2*) по схеме резания (см. рис. 47, *б*).

Организация работ по системе поперечными проходками (рис. 49, *а, 1*) заключается в том, что за счет воздействия толкача при скреперовании достигается более полное срезание талых пород и площадь полигона подготавливается для работы машин продольными проходками (рис. 49, *а, 2*) без трактора-тягача. Созданный при этом волнистый рельеф из гравийно-галечниковых пород более интенсивно воспринимает приток лучистой энергии солнца и увеличивает глубину оттаивания до 3—4 см/сут.

Сущность организации работ по системе с продольными проходками (рис. 49, *а, 2*) заключается в том, что скреперование ведется по волнистой схеме резания (см. рис. 47, *б*). Здесь благодаря оставленным нетронутыми бровкам между проходками от поперечных ходов и накопленному слою талых пород создаются условия, в некоторой степени приближенные для применения гребенчатой схемы резания (см. рис. 47, *а*).

При работе по системе с продольными проходками (рис. 49, *а, 1*) длина пути резания сокращается на 50—60%, а коэффициент наполнения ковша возрастает более чем на $\frac{1}{3}$. Полнота выемки талых пород на глубину в проходке благодаря усилию трактора-толкача возрастает с 40—50 до 90—95%, а производительность машин — на 45% и более. Аналогичное повышение производительности скреперов достигается и при работе по схеме (рис. 49, *а, 2*). Здесь наполнение ковша возрастает почти на 20%. В целом применение данной схемы с учетом задалживания трактора-толкача на четыре скрепера позволяет повысить более чем на $\frac{1}{3}$ производительность машин и почти на 20% увеличить объем скреперной вскрыши торфов.



Условные обозначения

-  Путь толкача
-  Площадь полигона, снимаемая скрепером за одну загрузку
-  Путь скрепера

Рис. 49. Схема работы скреперов по системе поперечно-продольными проходками:

a — скреперование поперечными 1 проходками при работе с трактором-толкателем (резание прямое) и скреперование продольными 2 проходками при работе без трактора-толкача (резание волнистое); *б* — направление движения трактора-толкача и порядок движения скрепера; *в* — та же организация работ, что и по системе схемы *a* поз. 1, но с выездными траншеями

Продолжительность рабочего хода определяется длиной пути и скоростью движения скрепера. Обычно скорость движения скрепера при загрузке около 30 м/мин, при рабочем ходе — 60—70 м/мин. В цикл рабочего и холостого ходов включено время на переключение передач, опускание ковша перед загрузкой и время на повороты. Как показали наблюдения, время загрузки восьмикубовых скреперов на разработке пород средней влажности составляет 20—22 с, десятикубовых — 25 с и пятнадцатикубовых — 30 с. Во время холостого хода применять пятую скорость не рекомендуется, так как при бездорожье на вскрышных полигонах движение на этой скорости приводит к выходу из строя ходовой части трактора. Разгрузка скрепера может осуществляться на горизонтальной и на наклонной поверхности отвала. Чтобы сократить время, разгрузку рекомендуется вести по возможности без снижения скорости, расстилая породу тонким слоем. Это способствует систематическому уплотнению пород и обеспечивает нормальные условия передвижения скрепера по отвалу. Путь разгрузки под уклон определяется наклонной длиной откоса, зависящей от высоты отвала, и практически изменяется в пределах 6—10 м. Время разгрузки составляет 15—25 с.

Основываясь на элементах, составляющих цикличность скреперования, производительность скреперов можно определить по формуле:

$$Q_{с.ч} = \frac{3600 E_c k_k}{t_{ц} k_p}, \quad (78)$$

где $Q_{с.ч}$ — производительность скрепера за час чистой работы, м³;
 E_c — геометрическая емкость скрепера, м³;
 k_k — коэффициент наполнения ковша;
 $t_{ц}$ — продолжительность цикла, с;
 k_p — коэффициент разрыхления породы.

$$t_{ц} = \frac{l_1}{v_c} + \frac{l_{гр}}{v_{гр}} + \frac{l_3}{v_x} + t_p + t_{пер} + t_{раз}, \quad (79)$$

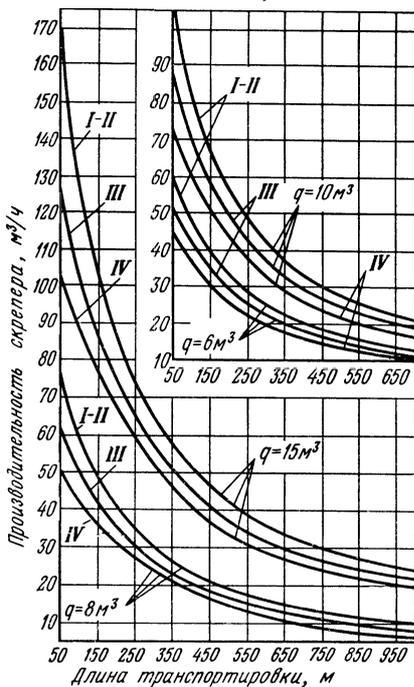


Рис. 50. Изменение производительности скреперов в зависимости от емкости ковша, длины транспортировки и категории разрабатываемых пород

где l_1 и v_c — длина пути и скорость движения скрепера при загрузке, м/с;

$l_{гр}$ и $v_{гр}$ — то же, груженого скрепера, м/с;

l_3 и v_x — то же, холостого хода, м/с;

t_p — время разворотов скрепера, с;

$t_{пер}$ — время переключения скоростей, с;

$t_{раз}$ — продолжительность разгрузки, с.

Основываясь на оптимальных вариантах организации скреперования и опытных данных приисков, ведущих скреперную разработку пород I—IV категорий, произведен расчет их производительности, результаты которого сведены в график рис. 50.

§ 3. Системы разработки россыпей скреперами

На приисках Северо-Востока определяющими факторами в организации скреперных работ являются подготовленные к скреперованию площади и горнотехнические условия разрабатываемых месторождений. Первое можно выразить зависимостью

$$П \geq \frac{Q_c \tau_d}{U_{\min}}, \quad (80)$$

где Q_c — планируемая производительность скрепера, м³;

τ_d — число дней, в течение которых мерзлая порода оттаивает на заданную глубину;

U_{\min} — минимально-необходимый слой талых пород для производительной работы скрепера, м.

Второе определяется системами, обеспечивающими высокопроизводительную работу скреперов и минимальную себестоимость вскрышных работ. Исходя из этого разделяют системы вскрышных работ: с выполаживанием борта разреза и размещением пород в отвалы треугольной формы (см. рис. 49, а); с созданием выездных траншей (или бортовых выездов) и размещением пород в отвалы трапецидального сечения (см. рис. 49, в).

Перечисленные системы разделяются по: способу выемки пород и укладки их в отвалы (горизонтальными или наклонными слоями с послойным и последовательным наращиванием высоты и длины отвала); по направлению движения скреперов — на челночную, кольцевую, спиральную и схему движения по восьмерке (рис. 51).

1. Система вскрыши с выполаживанием борта разреза применяется при мощности торфов до 4 м на полигонах шириной до 50 м и до 5 м на полигонах шириной более 50 м. Среднее расстояние транспортировки по этой системе определяется из выражения

$$L_{cp} = 0,55B_n + l_b + 0,6B_o, \quad (81)$$

где B_n — ширина полигона, м;

l_b — длина выезда, м;

B_o — ширина отвала, м.

2. Система вскрыши с созданием выездов применяется с устройством выездных траншей при мощности торфов 5—7 м и с устройством бортовых выездов при мощности торфов более 7 м

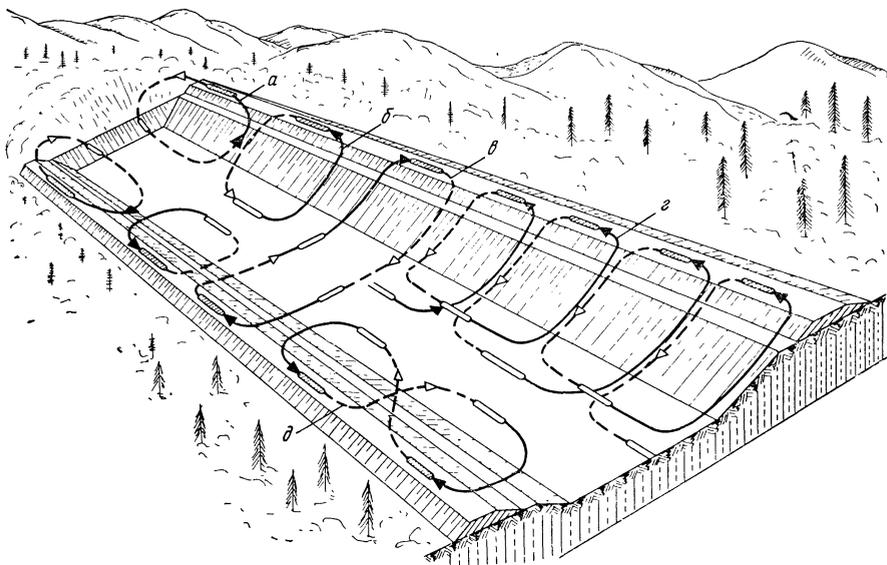


Рис. 51. Система вскрыши с созданием пологого выезда по бортам разреза при различной организации набора, движения и разгрузки машины:

1. Разработка наклонными слоями: *a* — движение по эллипсу, разработка горизонтальными слоями; *b* — кольцевыми движениями; *в* — челночное движение; *г* — движение по спирали; *д* — движение по восьмерке

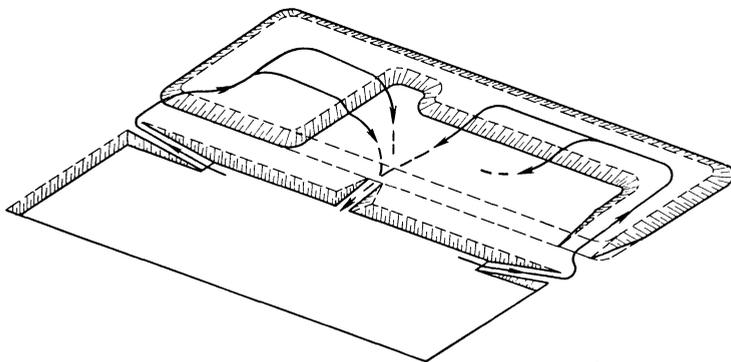


Рис. 52. Схема создания выездных траншей и бортовых выездов на полигонах вскрышных работ

(рис. 52). Угол подъема на выездах изменяется в широких пределах и при разработке пород I—II категории может составлять 16%, III категории — 25% и IV — 30%. Изменение объемов траншей и

бортовых выездов, выходящих на горизонтальную поверхность, в зависимости от угла подъема характеризуется графиком рис. 53.

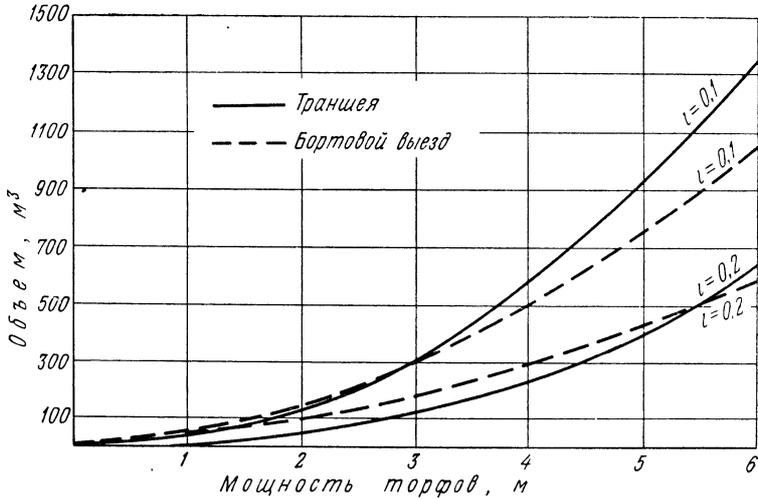
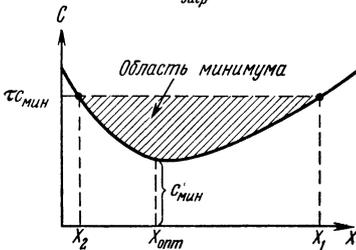
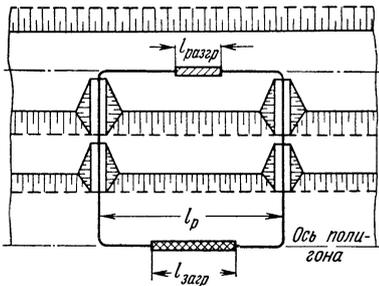


Рис. 53. Изменение объема траншей и бортовых выездов в зависимости от мощности торфов и уклона пути

Расстояние между выездами существенно влияет на себестоимость вскрышных работ. С увеличением расстояния между выездными траншеями или бортовыми выездами снижаются затраты по их проведению, но вместе с тем удлиняется путь груженого и холостого ходов скрепера. Принимая рекомендуемую [37, 75] методику, оптимальное расстояние между выездами (рис. 54) определяем из выражения минимальной себестоимости вскрыши



$$C_{\text{мин}} = \frac{S_{\text{МС}}}{Q_{\text{с}}} + \frac{S_{\text{в}}}{\Pi_{\text{п}} X}, \quad (82)$$

Рис. 54. Схема вскрыши торфов скреперами с выездными траншеями и график к определению области минимума для расчета расстояния между траншеями

где $S_{\text{МС}}$ — стоимость машино-смены, руб.;

$S_{\text{в}}$ — стоимость выезда, руб.;

$Q_{\text{с}}$ — производительность скрепера, м³;

$\Pi_{\text{п}}$ — поперечное сечение полигона, м²;

X — расстояние между выездами, м.

Для схемы рис. 54 производительность скрепера определяем по формуле

$$Q_c = \frac{t_3 E_c k_k}{\left[t_{\text{п}} + \frac{X - l_3}{v_{\text{ср}}} + \frac{X - l_p}{v_{\text{ср}}} \right] k_p}, \quad (83)$$

где t_3 — время чистой сменной работы скрепера, с;

E_c — геометрическая емкость ковша, м³;

k_k — коэффициент наполнения ковша;

k_p — коэффициент разрыхления пород в ковше;

l_3 — расстояние загрузки, м;

l_p — расстояние разгрузки, м;

$t_{\text{п}}$ — постоянное время (не зависящее от X), включающее загрузку, разгрузку, движение рабочего и холостого ходов скрепера между центрами тяжести полигона и отвала, суммарное время на переключение скоростей;

$v_{\text{ср}}$ — средняя скорость движения скрепера при загрузке, разгрузке и выездам.

Подставив значение Q_c в формулу (82), произведя преобразование и группировку членов, не содержащих X , и, обозначая их через M_1 , членов, содержащих X как числитель, — через M_2 , а имеющих X в знаменателе — через M_3 , получим:

$$M_1 = \frac{s_{\text{мч}} k_p}{t_3 E_c k_k} \left[t_{\text{п}} - \frac{l_1 + l_p}{v_{\text{ср}}} \right]; \quad (84)$$

$$M_2 = \frac{2s_{\text{мч}} k_p}{t_3 E_c k_k v_{\text{ср}}}; \quad (85)$$

$$M_3 = \frac{S_B}{\Pi_{\text{п}}}. \quad (86)$$

Отсюда

$$C_{\text{min}} = M_1 + M_2 + \frac{M_3}{X}. \quad (87)$$

Для определения минимума C берем первую производную и приравняем ее к нулю:

$$\frac{dC}{dx} = M_2 - \frac{M_3}{X^2} = 0, \quad (88)$$

откуда оптимальное расстояние между выездами определится из выражения

$$X_{\text{опт}} = \sqrt{\frac{M_3}{M_2}} = \sqrt{\frac{S_B t_3 E_c k_k v_{\text{ср}}}{2s_{\text{мч}} k_p \Pi_{\text{п}}}}. \quad (89)$$

Из этой формулы можно сделать следующие выводы: чем больше стоимость выезда S_v , тем больше должно быть расстояние между выездами; с увеличением геометрической емкости ковша E_c , коэффициента наполнения k_k и средней скорости движения машины $v_{ср}$ расстояние между выездами увеличивается; с увеличением поперечного сечения полигона $P_{п}$ при одной и той же мощности торфов расстояние между выездами сокращается.

Минимальное расстояние между выездами определяется из выражения

$$C_{\min} = M_1 + M_2 X + \frac{M_2}{X}. \quad (90)$$

Определив по формуле (89) оптимальное расстояние между выездами X и подставляя его значение в формулу (83), находим производительность скрепера Q_c .

§ 4. Режим работы и годовая выработка скреперов

Начало скреперных работ на приисках Северо-Востока относится на период, когда среднесуточная температура воздуха выше 0°C . Продолжительность сезона вскрышных работ скреперами характеризуется данными табл. 63.

Таблица 63

Продолжительность вскрышных работ скреперами

Восточная Сибирь			Районы магаданской области					
Начало сезона (апрель)	Конец сезона (октябрь)	Продолжительность сезона, дней	Центральные			Заполярье		
			Начало сезона (май)	Конец сезона (сентябрь)	Продолжительность сезона, дней	Начало сезона (июнь)	Конец сезона (сентябрь)	Продолжительность сезона, дней
15—20	15—20	170—180	15—20	20—15	120—130	1—5	9—13	95—105

На производительности скреперов сказывается и режим работы. Например, при скреперовании в две смены чистое время работы увеличивается по сравнению с трехсменным. Во втором случае время скреперования снижается, так как при этом и ремонт, и технический уход производятся в течение смены и чаще, чем при двусменной работе. Производительность машины почти на 20% выше, чем при трехсменной. И все это только за счет сокращения простоев на технические осмотры и мелкий ремонт.

Степень использования рабочего времени колесных скреперов также зависит от вида работ, технического состояния и сложности обслуживания машин. По опытным данным на вскрышных работах коэффициент использования скреперов при 7 — и часовой смене составил: на базе трактора 100 л. с. — 0,77; 130 л. с. — 0,76;

180 л. с. — 0,75; 300 л. с. — 0,74. Приведенные данные показывают, что с увеличением мощности тягача и емкости скрепера время чистой работы снижается. Это объясняется сложностью конструкции машин и недостаточной освоенностью их обслуживающим персоналом, так как мощные скреперы только начали применяться на горных работах и опыта по их эксплуатации накоплено недостаточно.

Межремонтные сроки, количество и продолжительность ремонтов, а также рабочий период и время чистой работы скреперов, рассчитанные применительно к условиям приисков объединений «Северовостокзолото» и «Якутзолото», приведены в табл. 64.

Таблица 64

Время нахождения колесных скреперов в ремонте и рабочем периоде при различной продолжительности вскрышных работ

Показатели	Продолжительность сезона		Количество ремонтов				Время нахождения машин в ремонте, ч	Рабочий период, ч	Время чистой работы скреперов за сезон, ч
	дней	часов	ТУ-1	ППР-1	ППР-2	средних			
Межремонтный период, ч	—	—	200	400	800	2400	—	—	—
Продолжительность ремонта, ч	—	—	3	18	60	95	—	—	—
Скреперы с ковшем емкостью 6—8 м ³ и тягачом мощностью 80—130 л. с.	100	2400	6	3	2	—	192	2208	1480
	115	2760	7	4	2	1	290	2470	1650
	135	3240	9	4	3	1	371	2869	1910
	165	3960	11	5	4	1	395	3565	2370
	200	4800	13	6	4	1	479	4321	2890
Скреперы с ковшем емкостью 10—15 м ³ и тягачом мощностью 140—300 л. с.	100	2400	6	3	2	—	240	2160	1420
	115	2760	7	3	2	1	378	2382	1565
	135	3240	8	4	3	1	458	2782	1830
	165	3960	10	5	3	1	562	3398	2222
	200	4800	12	6	4	2	594	4206	2770

Годовую выработку колесного скрепера A_c можно определить по формуле

$$A_c = Q_{сч} t_3 \epsilon_2, \quad (91)$$

где $Q_{сч}$ — производительность скрепера за 1 ч чистой работы (см. рис. 50), м³;

t_3 — время чистой работы скрепера за сезон (табл. 64), ч;

ϵ_2 — коэффициент снижения производительности скрепера в весенний и осенний периоды за счет необеспеченности минимально необходимым слоем талых пород, принимается равным 0,97.

Расчет годовой выработки скреперов, выполненный по формуле (91), на вскрыше торфов в условиях приисков Сусуманского района приведен в табл. 65.

Средневзвешенная сезонная выработка на скрепер, тыс. м³

Емкость скрепера, м ³	Расстояние транспортировки, м							
	100	200	300	400	500	600	700	800
6,0	102	70	53	42	36	30	27	25
8,0	119	85	66	51	42	36	32	29
10,0	157	107	82	64	54	46	42	38
15,0	242	165	126	102	86	72	62	58

§ 5. Техничко-экономические показатели скреперной разработки россыпей

1. Себестоимость скреперной вскрыши по системе с выполаживанием борта разреза определяется по формуле

$$S_b = \frac{S_{мч}}{Q_c} + \frac{S_{мч}P_b}{Q_c P_{п}}, \quad (92)$$

Таблица 66

Цеховая себестоимость машино-часа работы различных скреперов на приисках Магаданской области, руб.

Емкость скрепера, м ³	Центральные районы	Заполярные районы
	Дней работы в сезоне	
	140	120
6	12,54	14,03
8	11,53	15,47
10	20,30	24,23
15	33,90	41,16

где S_b — стоимость выезда, руб.;

$S_{м.ч}$ — стоимость машино-часа (табл. 66), руб.;

производительность скрепера в смену, м³;

P_b — площадь поперечного сечения выемки для выполаживания борта за контуром полигона, м²;

$P_{п}$ — площадь полигона, м².

В тех случаях, когда вскрыша торфов производится по системе выездными траншеями, к себестоимости 1 м³ выемки прибавляются затраты по созданию выезда, приходящиеся на 1 м³ вскрыши. Тогда общая себестоимость 1 м³ вскрыши торфов определится из выражения

$$C_{общ} = \frac{S_{мс}}{Q_c} + \frac{S_b}{P_b X}. \quad (93)$$

2. Трудоемкость скреперной выемки пород в человеко-днях на 1000 м³ рассчитана в соответствии с нормами выработки и нормативами обслуживания машин для приисков объединения «Северовостокзолото» по формуле (75). Результаты сведены в табл. 67.

Изменение трудоемкости скреперной вскрыши торфов в зависимости от категории пород и длины транспортировки, чел-дней на 1000 м³

Тип скрепера	Емкость скрепера, м ³	Категория разрабатываемых пород	Длина транспортировки, м							
			100	200	300	400	500	600	700	800
Д-498	6	I — II	3,8	5,7	7,5	9,5	11,7	13,8	15,5	16,6
Д-374		III	4,4	6,4	8,4	10,5	12,6	15,0	16,7	17,6
Д-534		IV	5,3	7,3	9,6	12,1	14,6	17,0	18,1	19,1
Д-222А	8	I — II	3,2	4,7	6,2	7,7	9,5	11,1	12,7	14,2
Д-542		III	3,8	5,3	6,8	8,6	10,6	12,3	14,0	15,3
		IV	4,3	6,1	7,9	9,8	11,9	14,0	15,6	16,7
Д-213А	10	I — II	2,3	3,5	4,6	5,8	7,1	8,5	9,5	10,5
		III	2,7	3,9	5,2	6,6	7,8	9,1	10,2	11,3
		IV	3,2	4,5	5,9	7,2	8,7	10,1	11,3	12,1
Д-188А	15	I — II	1,5	2,2	2,9	3,8	4,6	5,3	6,0	6,6
Д-511А		III	2,1	2,9	3,7	4,6	5,5	6,5	7,3	7,8
		IV	1,7	2,6	3,4	4,2	5,1	6,0	6,8	7,4

Правила безопасности при скреперных работах. Для обеспечения безопасности при скреперных работах машинисты скреперов должны строго выполнять следующие правила:

1. При применении скреперной вскрыши торфов угол откоса уступа не должен превышать 35°.

2. Не разрешается во время работы скреперной канатной установки производить какие-либо ремонты, находиться в зоне действия каната и направлять канат руками.

3. При движении самоходных и прицепных скреперов они должны находиться не ближе 2 м от бровки откоса. При разгрузке скрепер не должен передвигаться под откос.

4. При применении колесных скреперов с тракторной тягой угол съездов в грузовом направлении должен быть не более 15° и в порожняковом направлении — не более 25°.

5. При работе со скрепером запрещается подавать тягач задним ходом.

6. Одновременная работа нескольких скреперов (один вслед за другим) допускается с соблюдением интервала между ними не менее чем в 1,5—2 мин.

7. При накачке воздуха в шины запрещается находиться около колеса со стороны съемного бортового кольца.

Глава III

ЭКСКАВАТОРНЫЕ РАБОТЫ

На приисках Северо-Востока экскаваторы начали применять в 1937 г., а уже к 1950 г. объем переработки ими превысил 20 млн. м³. При этом годовая выработка на 1 м³ емкости ковша

возросла с 32 тыс. до 126 тыс. м³, а производительность труда на вскрышных работах повысилась более чем в шесть раз. Однако обязательная предварительная подготовка пород к выемке (с применением ВВ) и вскрыша торфов драглайнами со стрелой 15—20 м вызывали повторную переработку объема перевалки, осложняя организацию работ и удорожали их себестоимость. При отсутствии в 40-е годы других средств механизации и разработки сравнительно богатых россыпей перечисленные недостатки экскаваторной вскрыши экономически оправдывались. По мере вовлечения в эксплуатацию более бедных месторождений, к тому же с недостаточно благоприятными горнотехническими характеристиками, и внедрением на послыйной разработке пород с использованием естественного оттаивания бульдозеров эффективность экскаваторной вскрыши стала снижаться. Существенно не улучшились качественные показатели вскрышных работ и в 50-е годы, когда на приисках начали применять драглайны ЭШ-1 и мехлопаты СЭ-3 в комплексе с тракторными прицепами типа Д-179 и Д-258 емкостью 9—12 м³ и автосамосвалами МАЗ-205. Поскольку эти машины требовали концентрации и создания большого фронта работ, а приiski, ведущие подготовку пород к выемке с помощью мускульной шурфовки, не обеспечивали этого, их завоз в Магаданскую область был ограничен. В то же время на предприятиях треста Лензолото, где имелись запасы талых россыпей, экскаваторы ЭШ-4/40 освоили быстро и в последующие годы значительно расширили парк мощных машин за счет внедрения драглайнов ЭШ-10/60 и ЭШ-15/90.

Опыт применения экскаваторов на приисках Востока и Северо-Востока показывает, что вскрыша торфов по бестранспортным (без перевалки) и транспортным системам по стоимости не превышает 0,15—0,40 руб/м³ и является наиболее дешевой в идентичных условиях по сравнению с выполнением ее другими землеройными машинами. В связи с чем экскаваторные работы рационально планировать на всех приисках, где освоены современные методы буровзрывного рыхления и оттаивания мерзлых пород и имеются достаточные объемы для обеспечения загрузки машин на полный срок их амортизации.

§ 1. Классификация экскаваторов

На приисках Востока и Северо-Востока наибольшее распространение получили одноковшовые экскаваторы, которые в зависимости от назначения оборудуются драглайном, прямой лопатой, краном и другим оборудованием.

Кроме общего деления экскаваторов на две основные группы — прерывного и непрерывного действия — они могут быть подразделены по следующим признакам.

По ходовому оборудованию — на гусеничные, пневмоколесные и шагающие.

По силовому оборудованию — на электрические, паровые, дизельные, пневматические и комбинированные (дизель-электрические и т. п.).

По назначению — универсальные, работающие с любым оборудованием; полууниверсальные, имеющие оборудование драглайна, мехлопаты и крана; специальные, имеющие один вид рабочего оборудования.

По мощности или емкости ковша — легкие с ковшом до 1 м^3 , средние с ковшом $1\text{—}4 \text{ м}^3$ и тяжелые с ковшом более 4 м^3 .

По виду рабочего оборудования — с жестко направленным рабочим органом — ковшом (прямая и обратная лопаты и др.); с подвешенным рабочим органом (драглайн, грейфер и др.).

Краткая характеристика наиболее распространенных на приисках Северо-Востока экскаваторов приведена в таблице 68.

Экскаваторы с оборудованием драглайна оправдывают свое применение при производстве выемок и насыпей по бестранспортной системе работ без перевалки. У машин с ковшом $1\text{—}4 \text{ м}^3$ удовлетворительные результаты получаются и при погрузке породы в транспорт, когда разрыхленные мерзлые породы имеют хорошее дробление, а размеры кусков не превышают $0,30\text{—}0,40$ ширины ковша.

К рабочим размерам драглайна (рис. 55) относятся:

радиус выгрузки — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковша при выгрузке;

высота выгрузки — вертикальное расстояние от уровня экскаватора до нижней кромки ковша при выгрузке;

радиус копания — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до зубьев ковша при копании;

глубина копания — вертикальное расстояние от уровня стояния экскаватора до дна разрабатываемой выработки. Различают глубину копания при торцовом и при боковом забое. Глубина копания драглайна при торцовом забое значительно больше глубины копания при боковом забое. При продольной разработке забоя экскаватор движется вдоль оси в пределах полосы выемки, причем первоначально экскаватором разрабатываются два откоса.

Породу можно укладывать в двусторонние или односторонние отвалы или грузить в транспорт.

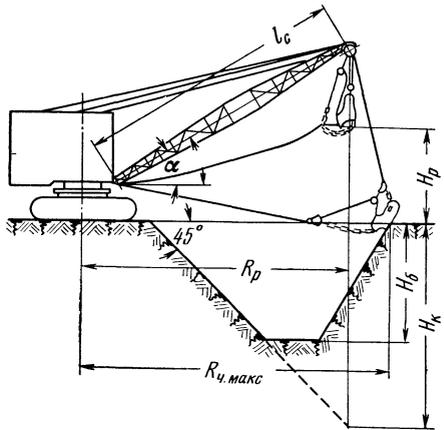


Рис. 55. Рабочие размеры экскаватора с оборудованием драглайна

Техническая характеристика экскаваторов

Показатели	Марка экскаватора									
	Э-753	Э-1011А	Э-1003	Э-23	Э-2505	ЭКГ-4,6	ЭШ-4/40	ЭШ-5/45	ЭШ-6/60	ЭШ-15/90
Драглайны										
Емкость ковша, м ³	0,75	0,8	1,0	2,0	1,0—2,0	—	4	5	6	15
Длина стрелы, м	10	15	16	20—24	15—25	—	40	45	60	90
Наибольший радиус копания, м	11,0	12,0	17,5	8,0	27,4	—	48	46	58	83
Наибольшая глубина копания, м:										
при боковом проходе	4,4	4,6	8,0	21	14,0	—	22	20,5	20	24
при торцовом проходе	7,3	7,5	12,5	30	20,6	—	26	23—30	35	41
Наибольший радиус выгрузки, м	10	11	15,4	20,0	23,8	—	37	44—49	57	83
Наибольшая высота выгрузки, м	5,5	5,5	5,7	6,0	15,9	—	19,4	13,5	24	42
Прямая лопата										
Емкость ковша, м ³	0,75	1,0	1,0	—	2,25	2,5	—	—	—	—
Длина стрелы, м	5,5	6,0	6,7	—	10,5	9,0	—	—	—	—
Длина рукоятки, м	4,5	5,1	4,9	—	7,28	6,06	—	—	—	—
Наибольший радиус копания, м	8,0	9,0	9,8	—	14,4	12,1	—	—	—	—
Наибольшая высота копания, м	7,0	7,6	9,0	—	10,2	11,2	—	—	—	—
Наибольший радиус выгрузки, м	7,1	7,2	8,7	—	12,7	10,8	—	—	—	—
Наибольшая высота выгрузки, м	5,2	5,6	5,7	—	6,3	7,3	—	—	—	—
Скорость передвижения экскаватора, км/ч	8,15	до 3,0	1,49	1,49	1,22	1,21	0,35	0,45	0,20	0,06
Масса, т	20	35,5	42	114	87,6	83,0	180	186	540	1600

Угол поворота при продольной разработке забоя составляет около 80%. Для поперечной разработки забоя экскаватор устанавливается сбоку и ведет выемку поперек оси движения. При погрузке в автотранспорт средний угол поворота составляет 80—90°, а при работе в отвал — 150—180°.

Экскаваторы с оборудованием мехлопаты выгодно применять при разработке выемок, котлованов с крепкими каменистыми и скальными породами. Дробление взрывом скальных, каменистых и мерзлых пород должно обеспечивать средние размеры кусков не более 0,3—0,4 ширины ковша. Рабочие размеры экскаваторов рассматриваемого типа определяются емкостью ковша, длиной стрелы и рукояти, а также углом наклона стрелы.

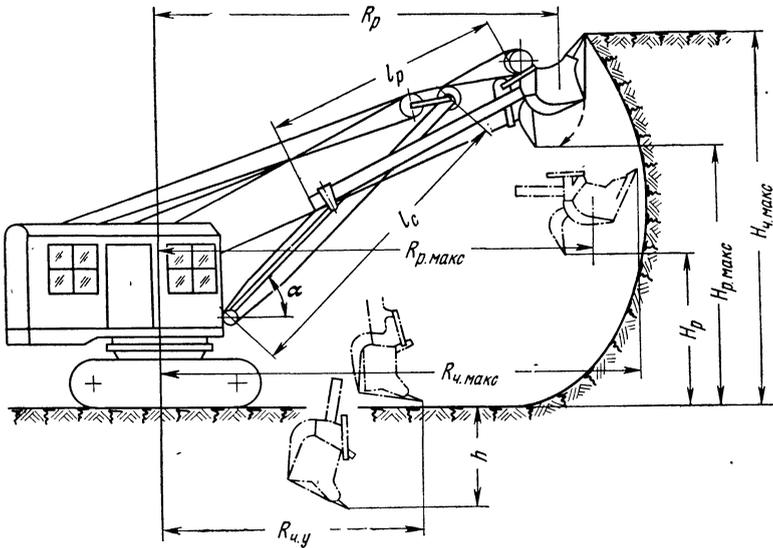


Рис. 56. Рабочие размеры экскаватора с оборудованием мехлопаты

Основными рабочими размерами экскаватора, оборудованного прямой лопатой, являются (рис. 56):

радиус копания — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до зубьев ковша при копании;

высота копания — вертикальное расстояние от уровня стояния экскаватора до зубьев ковша при копании;

радиус выгрузки — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковша при разгрузке;

высота выгрузки — вертикальное расстояние от уровня стояния экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша в процессе выгрузки;

глубина копания — расстояние от уровня стояния экскаватора до зубьев ковша при копании ниже уровня стояния.

Высота забоя определяется длиной пути, которую должен проделать ковш, снимая стружку до его полного наполнения. Ширина забоя, как правило, определяется размерами рабочего оборудования; расстояние между экскаватором и транспортными средствами выбирается из расчета создания условий работы с наименьшими углами поворота.

§ 2. Основные эксплуатационные показатели и производительность драглайнов

Практика работы приисков показывает, что из-за ограниченной ширины россыпных месторождений (40—80 м) и сравнительно неглубокого залегания металлоносного пласта песков (2—12 м) наибольшее распространение получили бестранспортные системы вскрыши драглайнами со стрелой 20—40 м и емкостью ковша до 4 м³. При этом разработка мерзлых пород с использованием их естественного оттаивания характеризуется переменной высотой забоя 0,3—1,5 м и в зимний период при буровзрывном рыхлении 2—12 м. В этих случаях производительность драглайнов имеет значительные колебания.

Большая высота забоя удлиняет путь движения ковша при наборе и увеличивает время цикла.

Малая высота забоя снижает коэффициент наполнения ковша и увеличивает количество передвижек машины. При этом время на передвижки обратно пропорционально высоте забоя, что в большей степени характерно для вскрыши торфов тонкими слоями, когда ковш заполняется в процессе движения его по горизонтальному пути. В этой связи производительность наиболее распространенных на приисках драглайнов определяется по элементам технологического цикла в зависимости от категории разрабатываемых пород, качества их подготовки к выемке и других факторов.

Установлено, что для достижения производительной работы оптимальная высота уступа должна быть для экскаватора Э-1003 в пределах 2,5—3,2 м; Э-23 — 3—4 м; ЭШ-4/40 — 6—8 м; ЭШ-5/45 8—11 м. В этом случае на разработке пород II—IV категорий (классификация ЦБПНТ) влажностью 15—20% и VI—VIII категорий, разрыхленных взрывчатыми веществами, полное заполнение ковша достигается при длине забоя (м), приведенной в табл. 69.

Время на набор породы ковшом и средневзвешенная продолжительность цикла с учетом передвижек и паузы между отдельными операциями (с) характеризуются:

Экскаватор	Эксплуатация	Цикл
Э-1003	22—30	35—38
Э-23	25—32	37—40
ЭШ-4/40	40—50	63—73
ЭШ-5/45	43—46	52—55

Наилучшее использование драглайна достигается в тех случаях, когда он, перемещаясь по борту выемки, производит поперечную

Зависимость заполнения ковша от длины забоя

Марка экскаватора	Категория разрабатываемых пород				
	II	III	IV	VI — VIII	
				Дробление	
				хорошее	среднее
Э-1003	3,8	6,1	9,7	7,8	9,9
Э-23	4,4	6,7	10,2	8,3	10,6
ЭШ-4/40	5,0	7,3	11,9	9,5	12,7
ЭШ-5/45	5,6	8,1	12,8	10,1	13,8

ее разработку, заполняя ковш при максимальном радиусе черпания, и отсыпает породу в отвал с поворотом на 180°.

В практике иногда ведут вскрышу торфов по мере накапливания талого слоя над мерзлотой, когда его мощность невелика и высота забоя значительно меньше оптимальных значений (0,4—1,2 м). В этом случае появляются дополнительные затраты времени на передвижки экскаватора и коэффициент наполнения ковша даже при повторных зачерпываниях уменьшается до 0,4—0,5, а производительность снижается при мощности забоя (м): 2,0—1,8 — на 2—4%, 1,6—1,4 — на 6—12%; 1,2—1,0 — на 15—28%; 0,8—0,6 — на 33—50%; 0,4—0,2 — на 55—75%. Если выемка пород производится на большую глубину и высота забоя превышает оптимальные значения, затраты времени на цикл возрастают на каждый метр: у экскаваторов Э-1003 — на 2 с; Э-23 — на 1,8 с; ЭШ-4/40 — на 1,6 с и ЭШ-5/45 — на 1,0 с, что также снижает производительность машин на 5—7% и более.

Основываясь на оптимальных технологических параметрах, производительность экскаваторов за час чистотой работы $Q_{э.ч}$ определится по формуле

$$Q_{э.ч} = \frac{E_{э} n_0 \eta_{к}}{k_p}, \quad (94)$$

где $E_{э}$ — емкость ковша экскаватора, м³;
 n_0 — число черпаний за 1 ч чистой работы;
 $\eta_{к}$ — коэффициент наполнения ковша (при мощности забоя до 1 м — 0,66—0,85 и более 1 м: для пород II категории — 0,90; III — 0,94; IV — 0,80 и VI—VII — 0,76);
 k_p — коэффициент разрыхления пород (II категории — 1,26; III — 1,30; IV — 1,33 и VI—VII — 1,36).

Результаты расчета производительности драглайнов на вскрыше торфов при различных мощности уступа и категорий разрабатываемых пород сведены в табл. 70, а изменение ее (при оптимальной мощности уступа) от угла поворота стрелы при работе в отвал и в транспорт — в табл. 71.

**Производительность драглайнов при различных мощности уступа
и категории разрабатываемых пород, м³/ч**

Марка экскаватора	Категория разрабатываемых пород	Мощность (высота) уступа, м							
		0,5	1,0	2,0	4,0	6,0	8,0	10,0	12,0
Э-1003 Э-1004	I—II	43,1	59,5	88,5	93,3	90,6	—	—	—
	III	34,8	48,9	75,0	79,0	76,5	—	—	—
	VI—VII	33,2	45,5	52,3	55,2	53,7	—	—	—
	Перевалка	39,7	54,9	63,0	67,0	64,9	—	—	—
Э-23	I—II	71,6	112,5	169,5	189,5	189,5	181,0	174,5	168,2
	III	58,7	92,3	146,0	158,5	158,5	153,1	148,2	142,1
	VI—VII	55,2	80,8	96,5	105,0	105,0	101,5	98,5	94,3
	Перевалка	69,2	103,1	123,2	135,5	135,5	130,2	125,3	120,6
ЭШ-4/40	I—II	59,3	96,2	163,0	183,2	188,0	187,1	185,5	182,0
	III	45,0	73,0	127,5	143,5	146,1	146,1	145,0	142,5
	VI—VII	40,3	65,1	87,8	99,0	100,9	100,9	99,5	97,7
	Перевалка	49,6	81,0	108,4	122,0	124,5	124,5	123,3	120,8
ЭШ-4/55 (5-45)	I—II	56,0	104,7	191,0	217,0	236,0	236,0	236,0	236,0
	III	39,8	74,5	161,5	191,0	199,0	199,0	199,0	199,0
	VI—VII	37,2	69,8	100,7	119,3	124,5	124,5	124,5	124,5
	Перевалка	46,6	87,2	126,0	149,0	155,1	155,1	155,1	155,1

Таблица 71

Производительность драглайнов при работе в отвал и в транспорт, м³/ч

Марка экскаватора	Категория разрабатываемых пород	Складирование в:	Угол поворота стрелы, . . . °					
			70	90	110	130	150	180
Э-1003	II—III	Отвал	107	99	91	83	75	62
		Транспорт	92	85	78	71	64	55
	VI—VIII (взорванные)	Отвал	86	78	70	62	54	42
		Транспорт	71	64	57	50	43	33
Э-23	II—III	Отвал	212	204	195	187	178	166
		Транспорт	196	189	182	175	168	158
	VI—VIII (взорванные)	Отвал	136	127	119	110	102	89
		Транспорт	120	112	105	98	92	80
Э-2505	II—III	Отвал	225	216	208	199	190	178
		Транспорт	210	202	195	188	180	170
	VI—VIII (взорванные)	Отвал	165	157	148	140	132	119
		Транспорт	150	143	135	128	120	110
ЭШ-4/40	II—III	Отвал	243	236	228	220	212	200
		Транспорт	228	222	215	209	202	192
	VI—VIII (взорванные)	Отвал	178	170	162	154	146	134
		Транспорт	162	151	149	142	135	125

Состав сменной бригады и валовая производительность труда на зимней вскрыше торфов с предварительным рыхлением пород при помощи буровзрывных работ характеризуется данными табл. 72.

Т а б л и ц а 72

Производительность драглайнов на вскрыше

Показатели	Марка экскаватора			
	Э-1003	Э-23	ЭШ-4/40	ЭШ-5/45
Состав бригады — всего	2,4	2,4	3,7	3,7
в т. ч. машинист экскаватора	1	1	1	1
помощник машиниста экскаватора	1	1	2	2
дежурный слесарь	0,4	0,4	0,7	0,7
Сменная производительность экскаватора за 7-часовую смену, м ³	348	643	621	923
То же, за 8-часовую смену, м ³	385	735	710	1055
Валовая производительность труда при 7-часовой смене, м ³ /чел-день	96,5	183	117	174
То же, при 8-часовой смене, м ³ /чел-день	110	210	134	199

§ 3. Системы бестранспортной вскрыши торфов

Отличительным признаком бестранспортных систем является направление перемещения забоя при выемке пород драглайном относительно оси полигона или участка россыпи. По этим признакам различают системы с продольными и с поперечными заходками. На приисках Северо-Востока преимущественное распространение получили системы с продольными заходками. Их конструктивные элементы определяются линейными размерами драглайнов и поперечным сечением выработок (шириной полос вскрыши). От определившихся горнотехнических параметров зависит организация вскрышных работ — по простой системе, с размещением пород в постоянные отвалы за контуром полигона, или по сложной — с перевалкой торфов.

Работа драглайна по системе без перевалки может быть организована: с одной продольной заходкой и размещением пород вскрыши на борт разреза (рис. 57, а); с двумя продольными заходками и односторонним размещением отвала (рис. 57, в); с двумя и четырьмя продольными заходками и размещением отвалов по обе стороны полигона (рис. 57, б и г).

Работа драглайна по системе с перевалкой имеет две разновидности: несколькими продольными заходками с выемкой пород на всю мощность вскрываемого слоя (рис. 58); несколькими

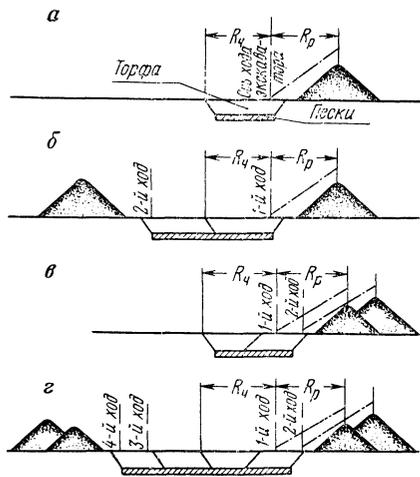


Рис. 57. Системы экскаваторной вскрыши (в поперечном разрезе полигона) без перевалки:

a — одной заходкой с односторонним размещением отвала; *б* — двумя заходками с двусторонним размещением отвалов; *в* — двумя заходками с односторонним размещением отвала; *г* — четырьмя заходками с двусторонним размещением отвалов

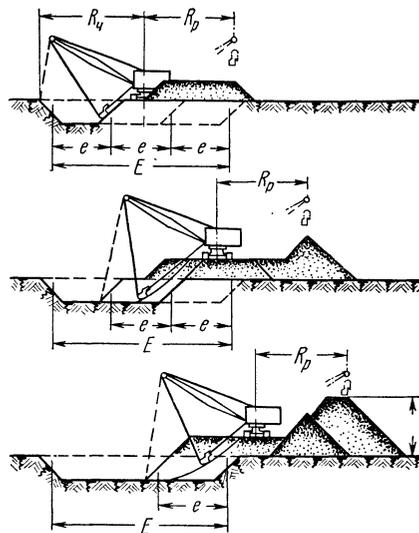


Рис. 58. Система вскрыши узкими продольными заходками

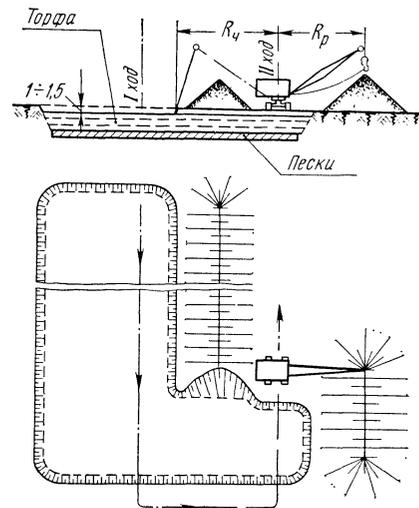


Рис. 59. Система вскрыши тонкими слоями широкими продольными заходками

продольными заходками с выемкой пород тонкими слоями по мере их естественного оттаивания (рис. 59).

Организация вскрышных работ по системам с одной продольной заходкой и односторонним размещением отвала может быть применена только на узких полигонах, ширина заходки при этом должна быть максимально возможной; с двумя продольными заходками и односторонним отвалообразованием на более широких россыпях.

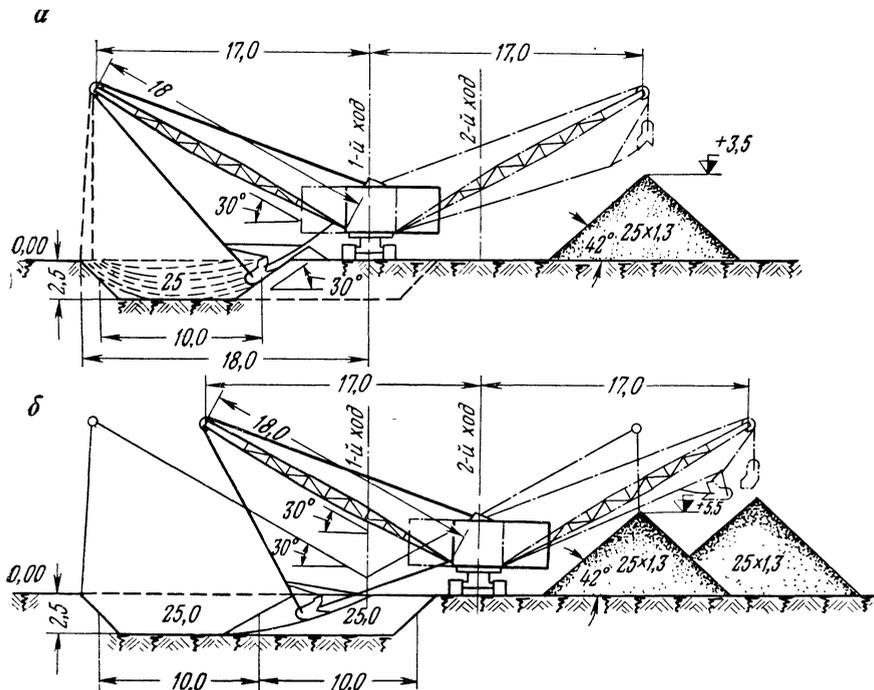


Рис. 60. Система вскрыши узкими заходками с отсыпкой двух рядом расположенных отвалов:

a — расположение экскаватора при разработке первой полосы; *б* — расположение экскаватора при разработке второй полосы и переброска с нее породы через отвал

При этом варианте вскрыши первой узкой заходкой выемка ведется поперечным (к оси заходки) черпанием (рис. 60, *a*) с наибольшим радиусом действия драглайна, но с минимальным углом наклона стрелы и с поворотом ее для отсыпки отвала под 180°. На второй заходке (рис. 60, *б*) стрела экскаватора поднимается настолько, чтобы линия откоса второго отвала совпала с линией откоса отвала от первой заходки. Организация вскрышных работ по системам с двусторонним отвалообразованием (см. рис. 57, *б* и *г*) аналогична.

Правильный выбор ширины заходки позволяет максимально использовать транспортные возможности драглайна и сократить из-

лишние объемы перевалок. Поэтому среднее расстояние перемещения вскрышных пород за одну заходку экскаватора можно определить по формуле

$$l_{cp} = R_{\text{ч}} + R_{\text{р}} - 0,5l_{\text{в}}, \quad (95)$$

где $R_{\text{ч}}$ — радиус черпания, м;

$R_{\text{р}}$ — радиус разгрузки, м;

$l_{\text{в}}$ — ширина выемки за одну заходку, м.

При этом радиус черпания и радиус разгрузки могут быть выражены:

$$R_{\text{ч}} = l_{\text{с}} \cos \alpha_{\text{с}} + b + a_{\text{к}}; \quad (96)$$

$$R_{\text{р}} = l_{\text{с}} \cos \alpha_{\text{с}} + b, \quad (97)$$

где $l_{\text{с}}$ — длина стрелы экскаватора, м;

$\alpha_{\text{с}}$ — угол наклона стрелы, .. °;

b — расстояние от оси пяты стрелы до оси вращения экскаватора, м;

$a_{\text{к}}$ — величина заброса ковша, м.

Тогда

$$l_{cp} = 2(l_{\text{с}} \cos \alpha_{\text{с}} + b) + a_{\text{к}} - 0,5l_{\text{в}}. \quad (98)$$

Из выражения (98) видно, что среднее расстояние перемещения вскрышных пород увеличивается с уменьшением угла наклона стрелы и с сокращением ширины заходки, причем уменьшение угла наклона стрелы возможно только в случае снижения высоты отвала путем сужения полосы выемки. Исходя из изложенного, при выборе систем вскрыши следует стремиться к уменьшению ширины тех заходок, порода из которых перемещается за контур полигона последующими перевалками.

Система вскрыши узкими продольными заходками. Исследования [37, 50, 82] различных вариантов организации вскрыши с перевалкой показывают, что для широких россыпей наиболее рациональной является система узкими заходками. Выемка пород по этой системе производится сравнительно узкими заходками сбоку осевой линии по ходу движения экскаватора. Отвалообразование осуществляется при максимальном вылете стрелы с поворотом ее под 180°. При всех ходах, кроме первого, экскаватор передвигается по ранее отсыпанному плоскому отвалу, производя одновременно выемку целиковой полосы и перевалку временно расположенного на полигоне отвала (см. рис. 58). Вскрыша торфов с двусторонним размещением отвалов по бортам разреза начинается с середины и осуществляется несколькими заходками с поперечным черпанием пород драглайном, проходящим вдоль оси полигона в прямом и обратном направлениях. Ось первого хода намечается от средней линии полигона, а последующих — от нижней бровки откоса выемки на расстоянии, равном максимальному радиусу черпания.

Первым ходом порода размещается в плоский отвал, высота которого вместе с глубиной выемки в целике не должна превышать максимальной глубины черпания.

Вторым ходом экскаватор, передвигаясь по отвалу, разрабатывает сбоку от оси своего хода узкую ленту целика, а также расположенный на ней временный отвал и с поворотом под 180° отсыпает породу в конусный отвал.

Третьим ходом разрабатывается очередная лента целика до контура полигона и забирается расположенный на ней и на борту временный отвал. Вынутая порода перебрасывается за отвал, отсыпанный при втором ходе. Четвертым и последующими ходами, аналогично первым трем, вскрывается другая половина полигона.

Для увеличения расстояния перемещения вскрышных пород следует по возможности отодвигать ближний борт выемки дальше от отсыпаемого отвала, т. е. сужать выемку, поскольку дальняя граница не может быть отодвинута более чем на максимальный радиус черпания. Однако уменьшать ширину заходки возможно только до предельного размера, равного максимальной длине хода ковша, необходимого для его заполнения. Поэтому выемку (ширину лент) следует сужать лишь до оптимальных размеров, которые в зависимости от мощности разрабатываемого слоя и ширины полигона колеблются у драглайнов с длиной стрелы 16 м в пределах от 8 до 12 м; 20 м — от 10 до 15 м; 40 м — от 20 до 30 м; 55 м — от 26 до 40 м.

При производстве вскрышных работ на большую глубину, когда заполнение ковша происходит главным образом на откосе забоя, представляется возможность значительно сужать заходку. Но чрезмерное сужение заходки вызывает увеличение числа ходов экскаватора. Поэтому увеличение количества ходов следует допускать лишь в том случае, когда оно дает резкое сокращение перевалки. Оптимальная ширина заходки зависит от радиуса действия экскаватора, мощности торфов и ширины полигона. Она возрастает с увеличением длины стрелы, с уменьшением угла ее наклона к горизонту и высоты забоя. Ширина первой заходки должна быть минимальной, равной наибольшей длине хода ковша при его заполнении. Ширину последней заходки следует принимать наибольшей, а промежуточных заходов — подбирать из расчета наибольшего снижения объемов перевалки и минимального количества ходов экскаватора.

Система вскрыши тонкими слоями широкими продольными заходками. В летние месяцы в большинстве случаев торфа вскрывают по мере естественного оттаивания мерзлых пород слоями мощностью 0,3—1,2 м. Это влечет за собой резкое увеличение количества передвижек экскаватора по полигону и снижает коэффициент заполнения ковша, в связи с чем, как отмечено выше, производительность машин резко падает. В этом случае число ходов экскаватора по полигону умножается на число слоев. Такому условию отвечают системы вскрыши широкими заходками. Работая

широкими заходками, экскаватор производит выемку пород, начиная с середины полигона — при двустороннем размещении отвалов или от противоположной границы относительно места расположения отвалов — при одностороннем их размещении. Порода от первых заходок размещается во временный отвал.

Второй и последующие проходы экскаватора намечаются за отсыпанным ранее отвалом. Передвигаясь сбоку от отвала, экскаватор производит перевалку и выемку оттаявшего слоя целика широкой полосой. Выемка нижних слоев производится аналогично описанной системе. Последние ходы экскаватора у контура намечаются по отвалу так, чтобы высокий уровень стояния экскаватора на временном отвале позволил увеличить высоту и емкость постоянных отвалов.

Ширину полосы вскрыши с одной заходки экскаватора без перевалки можно определить из выражения

$$B_{\text{ш}} \leq (R_{\text{ч}} + R_{\text{р}}) - (h_1 + a_6 + H_{\text{р}}), \quad (99)$$

где $B_{\text{ш}}$ — ширина полосы вскрыши, м;

$R_{\text{ч}}$ — радиус черпания, м;

$R_{\text{р}}$ — радиус разгрузки, м;

h_1 — мощность вскрываемого слоя торфов, м;

a_6 — расстояние оси хода экскаватора от верхней бровки уступа, м;

$H_{\text{р}}$ — высота разгрузки, м, откуда оптимальная ширина полигона с учетом предохранительной бермы (3 м) определится по формуле

$$B_{\text{п}} \leq \frac{H_{\text{р}}^2}{k_{\text{р}} h_1} - \frac{h_1}{2}, \quad (100)$$

где $B_{\text{п}}$ — оптимальная ширина полигона, которую можно вскрыть экскаватором без перевалки, м;

$k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления породы.

Пример. Определить оптимальные параметры полигона вскрыши экскаватором ЭШ-4/55 при следующих параметрах: ширина полигона 90 м, мощность торфов 6 м, радиус черпания 56 м, радиус разгрузки 54 м, высота разгрузки 25,6 м, расстояние оси хода экскаватора от верхней бровки 6 м, коэффициент разрыхления 1,3, отвалообразование одностороннее.

1. По формуле (99) определим ширину полосы вскрыши с одной заходки экскаватора без перевалки

$$B_{\text{ш}} = (56 + 54) - (6 + 5 + 25,6) = 73,6 \text{ м},$$

в нашем случае $100 > 73,6$.

2. Оптимальную ширину полигона при данной глубине определим из выражения (100)

$$B_{\text{п}} = \frac{25,6^2}{1,3 \cdot 6} - \frac{6}{2} \approx 81 \text{ м}.$$

Следовательно, за один проход экскаватора весь объем вскрыши не укладывается в отвал. Рассмотрим возможность производства вскрышных работ без перевалки за два прохода.

Высота отвала от первого прохода должна быть на 2—3 м меньше максимальной высоты разгрузки, так как при повторном ходе отвалообразование производится через первый отвал. Примем высоту отвала первого прохода $H_{отв} = 23,6$ м, тогда ширина (понизу) первой заходки b'_0 должна быть

$$b'_0 \leq \frac{H_p^2}{k_p h_1} - \frac{h_1}{2} = \frac{23,6^2}{1,3 \cdot 6} - \frac{6}{2} = 68,6 \text{ м.} \quad (101)$$

Принимаем ширину первой заходки 65 м, тогда высота отвала будет

$$H_p = \sqrt{k_p h_1 \left(b'_0 + \frac{h_1}{2} \right)} = \sqrt{1,3 \cdot 6 \left(65 + \frac{6}{2} \right)} = 23 \text{ м.} \quad (102)$$

Расстояние оси экскаватора при первом проходе от одной грани контура будет равно

$$b'_0 + \frac{h_1}{2} + a'_6 = 65 + 3 + 6 = 74 \text{ м,} \quad (103)$$

от второй границы (со стороны отвала)

$$100 - 74 = 26 \text{ м.}$$

Объем вскрыши от второй заходки (на 1 м длины полигона) будет равен

$$V_3 = (B_n - b'_0) h_1 = (90 - 65) \cdot 6 = 150 \text{ м}^3. \quad (104)$$

Этот объем (заменен площадью сечения полигона) укладывается за первым отвалом при повторном проходе экскаватора, в связи с чем максимальная ширина полигона (понизу), которая может быть вскрыта без перевалки, при заданной глубине выемки определится из выражения

$$B_{\max} = b'_0 + (R_p - H_p) + (a_6 - b) = 65 + (54 - 23) + (6 - 3) = 99 \text{ м.} \quad (105)$$

Пользуясь формулами (99)—(105), для полигонов с различными параметрами определили граничные условия работы экскаваторов без перевалки (рис. 61).

Зависимость объема перевалки от рабочих размеров экскаватора на полигонах вскрышных работ. При определении себестоимости вскрышных работ и выборе оптимальных вариантов организации выемки пород на полигонах с различными горнотехническими характеристиками, немаловажную роль играет процент вторичной переработки объема — перевалки. Объемы перевалки зависят от поперечных размеров полигона, рабочих параметров

экскаватора, а также от размещения отвалов вскрышных пород на одну или две стороны полигона. Проведя графо-аналитические исследования систем вскрыши на полигонах шириной 10—110 м с мощностью торфов 2—12 м, определили процент перевалки. Результаты расчета сведены в график рис. 62. Пользуясь данными графика рис. 62, с учетом влияния объема перевалки и затрат по подготовке пород к выемке различными способами на себестоимость вскрышных работ, установили рациональные области применения различных драглайнов в условиях приисков Магаданской

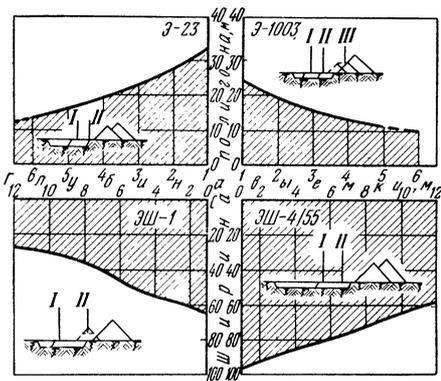


Рис. 61. Изменение области работы экскаваторов без перевалки от ширины полигона и мощности торфов

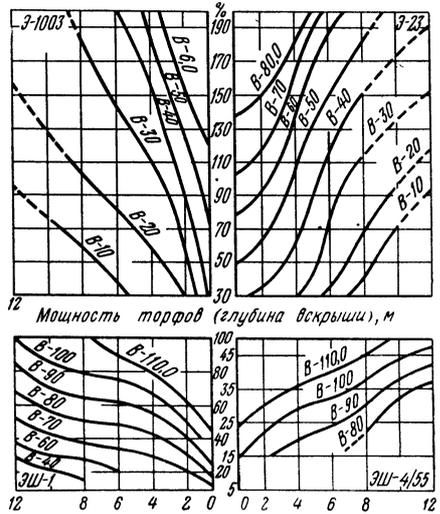


Рис. 62. Изменение объема повторной переработки горной массы $V_{по}$ (в %) в зависимости от ширины полигона (указана цифрами на кривых) и мощности торфов h_T

области (рис. 63). Из рис. 63 видно, что на себестоимость вскрышных работ с использованием естественного оттаивания мерзлых пород большее влияние оказывает ширина полигона, чем мощность торфов, а при подготовке пород к выемке при помощи ВВ и иглового гидрооттаивания наоборот. Это вытекает из того, что послонная вскрыша выполняется с постоянной высотой забоя и удорожание работ происходит только за счет объема перевалки. При подготовке мерзлых пород искусственными методами их себестоимость резко падает с увеличением мощности торфов, компенсируя часть удорожания от перевалочных работ.

При разработке широких полигонов, когда возникают многократные перевалки, бестранспортные системы вскрыши оказываются недостаточно эффективными. В этих случаях целесообразно применять комплексные системы вскрыши, экскаваторы с бульдозерами, или переходить на транспортную организацию работ.

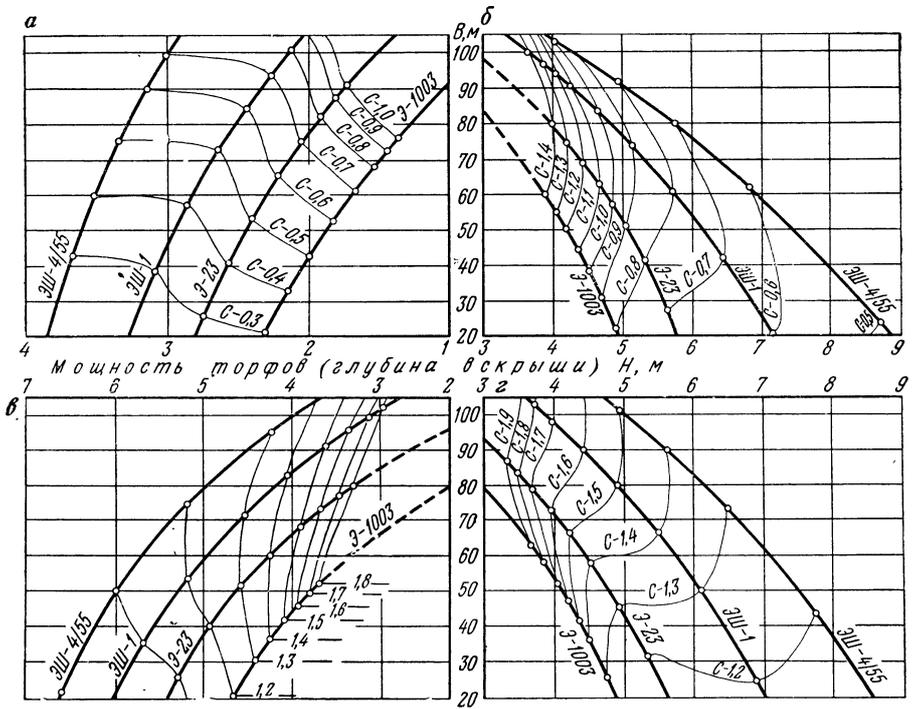


Рис. 63. Изменение оптимальных параметров работы драглайнов и себестоимости 1 м³ переработки горной массы (руб/м³) в зависимости от ширины полигона B_n и мощности торфов h_t :

а — с подготовкой пород к выемке при помощи солнечной радиации и тепловой мелиорации; б — то же, при помощи иглового гидрооттаивания; в — то же, при помощи горизонтальных взрывных скважин $\varnothing 105$ мм и аммонита 6ЖВ; г — то же, при помощи вертикальных взрывных скважин

§ 4. Режим работы и годовая выработка драглайнов

При трехсменной работе баланс сменного времени для электрических экскаваторов характеризуется данными табл. 73.

Из табл. 73 видно, что при самых благоприятных условиях работы в летний период нормативный коэффициент использования не превышает 0,7 сменного времени. При этом с увеличением единичной мощности машин время на подготовительно-заключительные операции и внутрисменный профилактический ремонт увеличивается, что снижает коэффициент их использования в течение смены на 2—5%. Основываясь на опыте работы приисков Магаданской области, рабочий период экскаваторов определен с учетом продления сезона вскрышных работ за счет накопления за лето слоя талых пород мощностью 2—3 м и их иглового гидрооттаивания на глубину до 12 м; предохранения оттаянных пород от промерзания в зимние месяцы и рыхления мерзлой корки мощно-

Баланс сменного времени экскаваторов, %

Показатели	Период работы		
	зимний	весенне-осенний	летний
Сменное время	100	100	100
в том числе:			
подготовительно-заключительное	13	8,7	8,7
вспомогательное	6,7	5,0	1,7
Отдых, личные надобности	7,1	7,1	7,1
Перерыв для приема пищи	12,5	12,5	12,5
Основное время экскавации	60,7	66,7	70,0

Таблица 74

Продолжительность работы экскаваторов по периодам года и их коэффициент использования на приисках Магаданской области

Районы	Период работы	Число дней работы	Коэффициент использования	Марка экскаватора		Число дней работы	Коэффициент использования	Марка экскаватора	
				Э-1003	Э-1004			Э-23	ЭШ-4/40
Центральные	Летний	94	0,62	15.VI — 30.IX		77	0,60	1.VII — 30.IX	
	Осенне-зимний	127	0,31	1.X — 13.XII		157	0,34	1.X — 30.XII	
	Итого за год	221	0,40	1.III — 15.V		234	0,41	1.II — 30.IV	
Заполярные	Летний	94	0,59	15.V — 30.IX		77	0,57	1.VI — 30.IX	
	Осенне-зимний	114	0,26	1.X — 30.XI		133	0,27	1.X — 15.XII	
	Итого за год	208	0,37	1.III — 15.V		210	0,37	1.II — 30.IV	

стью до 0,8 м навесными рыхлителями; подготовки пород к выемке при помощи буровзрывных работ; температуры наружного воздуха, позволяющей производство открытых горных работ машинами не северного исполнения. Периоды и количество дней работы экскаваторов и коэффициент их использования характеризуются данными табл. 74, а время простоя и чистой работы — табл. 75.

Годовая выработка экскаваторов зависит от часовой производительности, времени чистой работы в рабочем периоде и категории разрабатываемых пород. Она может быть определена по формуле

$$A_3 = t_{\text{л}} Q_{\text{эл}} \varepsilon_1 + t_{\text{в}} Q_{\text{эв}} + t_3 Q_{\text{эз}}, \quad (106)$$

где $t_{л}, t_{в}, t_{з}, Q_{эл}, Q_{эв}, Q_{эз}$ — время чистой работы и производительность машин в летний, весенне-осенний и зимний периоды, $m^3/ч$;
 ϵ_1 — коэффициент снижения производительности (за счет послынной разработки пород в весенне-летний период), при высоте забоя 0,6—1,5 м равен 0,92.

Т а б л и ц а 75

Время простоя и чистой работы экскаваторов при различной продолжительности сезона открытых горных работ

Марка экскаватора	Календарное время		Простой механизмов в ремонте, ч	Календарное время за сезон без простоев, ч	Чисто машинное время работы, ч
	дней	часов			
Э-1003	100	2400	288	2112	1260
Э-1004	135	3240	288	2952	1760
Э-23	215	5160	576	4584	2730
	235	5640	576	5064	3070
Э-4/40	135	3240	360	2880	1710
Э-4/55	215	5160	720	4440	2640
	235	5640	720	4920	2930

Т а б л и ц а 76

Объем переработки горной массы

Марка экскаватора	Объем переработки горной массы по месяцам рабочего периода, тыс. m^3										
	июнь	июль	август	сентябрь	октябрь	ноябрь	декабрь	февраль	март	апрель	май
ЭШ-4/40	—	56,5	66,5	63,8	66,5	44,2	40,4	35,0	36,5	36,5	—
ЭШ-5/45	—	60,2	88,2	84,8	88,2	54,9	59,4	52,1	54,1	54,1	—
Э-23	25,0	59,5	67,0	70,2	45,5	36,6	18,0	—	39,6	39,6	18,0
Э-1003	12,1	30,7	35,8	36,1	23,8	19,2	—	—	20,0	20,8	9,5

Т а б л и ц а 77

Годовая выработка на машину, тыс. m^3

Марка экскаватора	Районы Магаданской области					
	Сусуманский, Ягоднинский		Билибинский, Анадырский		Чаунский, Иульгинский	
	на экскаватор	на 1 m^3 емкости ковша	на экскаватор	на 1 m^3 емкости ковша	на экскаватор	на 1 m^3 емкости ковша
Э-1003	219	219,0	208	208	200	200
Э-23	419	209,5	386	193	370	185
ЭШ-4/40	446	131,5	420	123	409	120
ЭШ-5/45	596	149,0	558	139	534	133

Расчетный объем переработки горной массы одной машиной в условиях Сусуманского района по месяцам рабочего периода приведен в табл. 76, а годовая выработка на машину по районам Магаданской области — в табл. 77.

§ 5. Основные эксплуатационные показатели работы механических лопат

Транспортная система вскрышных работ на приисках Северо-Востока внедряется с 1951 г. Однако из-за дорогостоящей подготовки пород к выемке и недостаточности транспортных средств, приспособленных для работы в условиях бездорожья, ее удельный вес невелик и составляет около 10%. Очевидно, с пополнением приисков мощными автосамосвалами (КраЗ-256А, МоАЗ-522, БелАЗ-540 грузоподъемностью соответственно 10, 18, 27 т) и освоением современных, более дешевых методов подготовки пород к выемке, транспортные системы вскрыши получают более широкое распространение. По сравнению с бестранспортными эти системы вскрыши являются более гибкими и дают возможность размещать отвалы вскрышных пород на заведомо пустых, неметаллоносных площадях. При бестранспортных же системах вскрышные породы размещаются, как правило, непосредственно за эксплуатационным контуром, часто на золотоносных площадях. В дальнейшем, когда эта площадь под отвалами включается в отработку, приходится производить вторичную разработку мерзлых отвалов и перевалку торфов, что приводит к большим затратам средств.

Вскрышные работы состоят из трех основных стадий:

1. Подготовка мерзлых пород к выемке: рыхлением их механическим способом (рыхлителями, БВР); оттаиванием с помощью тепловой мелиорации и гидравлических методов (фильтрационно-дренажным, гидроигловым).

2. Вскрытие россыпи путем проведения выездных и разрезных траншей.

3. Очистная выемка, включающая разработку, транспортировку и размещение пустых пород в отвалы.

Подготовка блока (участка россыпи) с помощью проведения выездных траншей является наиболее простым из применяемых способов. Разрезная траншея в данном случае служит для образования фронта очистных работ. Обычно проходка траншей производится драглайнами с размещением объема по ее бортам. Расположение выездных траншей по отношению к полигону может быть центральным или фланговым. Центральное расположение траншей применяется на полигонах с большой длиной. В этом случае фронт работ делится на две части. При фланговом расположении одна или две траншеи проходятся на флангах полигона, затем от них проводится разрезная траншея, создающая фронт для вскрыши торфов.

Технология вскрышных работ с применением экскаваторов-мехлопат в комплексе с автотранспортом определяется принятой системой вскрыши. Россыпи в этом случае разрабатываются отдельными участками или уступами с независимым расположением выездов. В разрезе обычно работает один—три экскаватора с использованием единых транспортных связей. Системы разработок определяют в основном по направлению перемещения очистной выработки — заходки. Ширина заходки берется равной наибольшему радиусу копания, а расстояние между осями — равным $0,5—0,7R$. При разработке пород, требующих проведения взрывных работ, в результате которых образуется развал разрыхленной породы, требуется увеличение расстояния между осями экскаваторов до $0,9R$.

§ 6. Системы транспортной вскрыши торфов

В практике экскаваторно-транспортных работ различают следующие основные системы разработки: поперечными заходками, продольными заходками и веерными заходками. Длина заходки определяется размерами полигона по ширине, а ширина — в зависимости от рабочих размеров экскаватора. В условиях нормального развития вскрышных работ при ширине заходки, не превышающей 1,5 радиуса черпания, выемка пород экскаватором ведется боковым забоем. В этом случае транспортные средства находятся сбоку от разрабатываемой заходки и погрузки породы осуществляется с минимальным углом поворота экскаватора. По окончании выемки одной заходки экскаватор производит выемку следующей заходки в обратном направлении. На приисках Северо-Востока наибольшее распространение получила система поперечными заходками, представленная на схеме рис. 64.

При поперечной системе разработки на каждом участке (полигоне) или уступе нарезную (разрезную) траншею проходят поперек россыпи и заходки перемещаются параллельно траншее. Ширина заходки постоянна, что упрощает организацию работы автотранспорта. Эта система наиболее распространена на средних и широких россыпях.

При продольной системе разработки разрезную траншею проходят вдоль продольной оси россыпи (полигона). В этом же направлении перемещаются экскаваторные заходки. Применяется она при разработке узких россыпей.

При веерной системе разработки экскаваторная заходка перемещается по радиусу, центром которого является основание траншеи первоначального выезда. Вследствие этого ширина заходки увеличивается к бортам разреза. Разрезную траншею от первоначального выезда проходят в направлении наименьшей мощности торфов. В экскаваторной заходке могут быть один или два смежно расположенных забоя. При двух забоях их отработывают последовательно. Такую организацию работ применяют для небольших экскаваторов при транспортировке пород автосамосвалами.

На экскаваторно-транспортных разрезах в основном применяют системы с одинарным забоем, когда заходку обрабатывают по всей ширине в один забой. По расположению мехлопаты относительно оси разрабатываемой полосы различают лобовые и боковые забои. При лобовом забое экскаватор располагается строго на оси заходки. Транспорт при этой системе разработки располагается сзади экскаватора, который работает с углом поворота $90-110^\circ$.

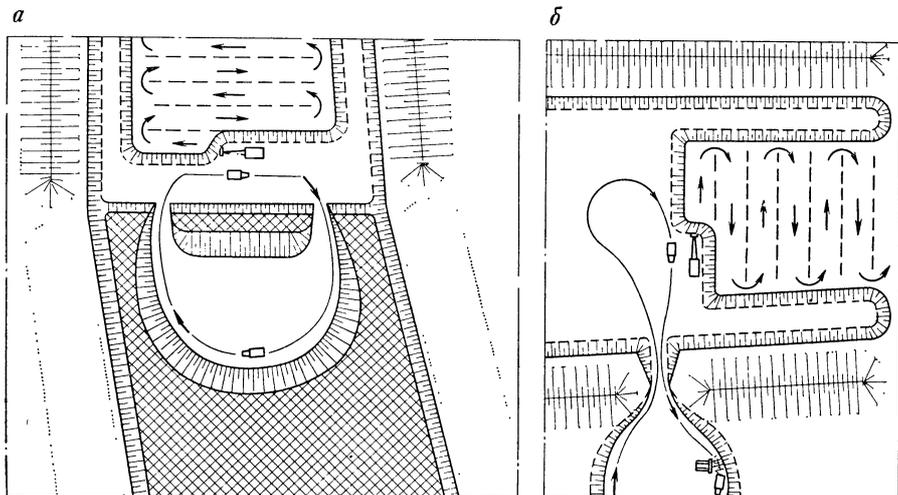


Рис. 64. Схема экскаваторной вскрыши с применением автотранспорта:

a — поперечными заходками с отвалообразованием на активированную площадь внутри разреза; *б* — то же, на борт разреза

При боковом забое экскаватор смещается относительно оси забоя, а транспорт подается по пути, проходящему параллельно оси заходки.

§ 7. Организация работы транспортных средств

При комплексном использовании экскаватора с автотранспортом работа целиком зависит от подачи под погрузку транспортных средств. Поэтому число автосамосвалов рассчитывается так, чтобы не вызывать простоя экскаватора в ожидании транспорта и простоя автосамосвалов в ожидании погрузки. Число транспортных единиц для обеспечения бесперебойной работы экскаватора определяется по формуле [17]

$$N_T = \left(\frac{\tau_x + \tau_p}{\tau_n} + 1 \right) \eta_z, \quad (107)$$

где τ_x — продолжительность хода самосвала в оба конца при дальности возки L , км и средней скорости движения v_a ,

$$\tau_x = \frac{2L}{v_a} 60, \text{ мин}; \quad (108)$$

- τ_p — продолжительность разгрузки самосвала и ожидание погрузки, мин;
 τ_n — продолжительность погрузки (мин) самосвала с емкостью кузова E_k , м³ при работе экскаватора с технической производительностью Q_t , м³/ч;
 η_3 — коэффициент запаса транспортных средств, равен 1,1;

$$\tau_n = \frac{E_3 \cdot 60}{Q_t}, \text{ мин}; \quad (109)$$

$$Q_t = 60 E_3 n_{ц} k_p \eta_n, \quad (110)$$

- где E_3 — емкость ковша экскаватора, м³;
 $n_{ц}$ — число рабочих циклов экскаватора в минуту: для экскаваторов с ковшом емкостью до 1 м³ равно в среднем 3, с ковшом емкостью 2—4 м³ — 2,5;
 k_p — коэффициент влияния разрыхления породы, принимается в пределах от 0,9 до 0,7;
 η_n — коэффициент наполнения ковша.

Основываясь на технических показателях машин и опытных данных их работы на вскрыше торфов различных категорий, часовую производительность экскаваторов на погрузке пород в автотранспорт можно определить по формуле

$$Q_{э.ч} = \frac{3600}{t_{ц}} + \frac{E_3 \eta_n}{k_p} \eta_{т}, \quad (111)$$

- где $t_{ц}$ — продолжительность цикла экскавации, с;
 E_3 — геометрическая емкость ковша, м³;
 η_n — коэффициент наполнения ковша;
 k_p — коэффициент разрыхления пород;
 $\eta_{т}$ — коэффициент, учитывающий неравномерность подачи транспорта (при тупиковой подаче транспорта 0,4—0,5, при кольцевой 0,65—0,75).

Расчеты, выполненные по формуле (111), сведены в табл. 78.

При транспортных системах вскрыши торфов отвалы разделяют по их размещению относительно разреза на внутренние и внешние. Первые располагаются в выработанном пространстве, вторые — за контуром россыпи. При этом в обоих случаях для содержания дорог и отвала в рабочем состоянии в комплексе с автотранспортом работает бульдозер.

Образование отвалов при транспортировке породы автосамосвалами может вестись послойным и периферийным способами. В дождливую погоду и при обводненности подъездов, устроенных на отвале, целесообразно для удобства и безопасности разгрузки автосамосвалов перейти с периферийного способа образования отвала на разгрузку породы по всей его площади. Уложенная таким образом порода сталкивается затем бульдозером под откос отвала. Способ разгрузки по всей площади отвала наиболее целесообразен в тех случаях, когда разрабатываются породы,

Изменение производительности мехлопат при работе в транспорт
в зависимости от категории породы и угла поворота, м³/ч

Угол поворота, ° ...	Марка экскаватора											
	Э-1003			Э-2505			СЭ-3			ЭКГ-4,6		
	Категория разрабатываемых пород											
	I—II	III	VI—VIII, взрыван- ная	I—II	III	VI—VIII, взрыван- ная	I—II	III	VI—VIII, взрыван- ная	I—II	III	VI—VIII, взрыван- ная
70	134	117	91	232	200	145	264	228	168	288	278	198
90	125	108	82	224	192	136	253	220	159	280	265	188
110	117	100	73	217	183	127	245	213	150	270	258	180
130	108	92	65	210	174	118	238	205	142	263	250	171
150	99	83	56	198	165	108	230	198	132	254	242	162
180	85	70	43	191	152	96	218	187	118	240	229	148

подверженные оползневому явлению. Приемную способность отвала на 1 м его длины можно определить по формуле

$$Ю = \frac{V_{\text{куз}} k_k}{b_k}, \quad (112)$$

где $V_{\text{куз}}$ — емкость кузова автосамосвала, м³;
 k_k — коэффициент кратности выгрузки на ширине кузова (1,5—2,5);
 b_k — ширина кузова самосвала.

§ 8. Режим работы экскаваторов-мехлопат и их годовая выработка

Режим работы экскаваторов-мехлопат в комплексе с автотранспортом на приисках Магаданской области и северных районов Якутии определяется в основном климатическими условиями и принятой организацией подготовки пород к выемке, характеризуется данными табл. 79.

Годовую выработку на экскаватор и емкость ковша можно определить по формуле (106) с учетом принятого режима работы машин (табл. 79) и их производительности (см. табл. 78).

§ 9. Техничко-экономические показатели

1. Себестоимость экскаваторной вскрыши без учета подготовки пород к выемке по рассмотренным выше системам определится: для драглайнов — по формуле

$$c_э = \frac{S_э.ч}{Q_э.ч} + \frac{S_э.ч k_{п}}{Q_э.п}, \text{ руб/м}^3, \quad (113)$$

для мехлопат — по формуле

$$c_M = \frac{s_{э.ч} + s_{т.ч} N_T + s_{б.ч} n_б}{Q_{э.ч}} + \frac{S_{тр}}{П_{4л_{тр}}}, \quad (114)$$

- где $c_{э}$, c_M — себестоимость 1 м³ вскрыши торфов драглайном и мехлопатай, руб.;
- $s_{э.ч}$, $s_{т.ч}$, $s_{б.ч}$ — стоимость машино-часа работы экскаватора, транспорта и бульдозера, руб. (табл. 80);
- N_T , $n_б$ — количество транспортных машин и бульдозеров, занятых в одновременной работе;
- $S_{тр}$ — стоимость проходки траншеи, руб.;
- $Q_{э.ч}$ — производительность экскаватора, м³/ч;
- $k_{п}$ — коэффициент перевалки;

Таблица 79

Режим работы экскаваторов

Показатели	Районы			
	Центральные		Заполярные	
	При двухсменной работе	При трехсменной работе	При двухсменной работе	При трехсменной работе
Общий фонд рабочего времени:				
в часах	3100	4460	2380	3470
в процентах	100	100	100	100
Чистая работа:				
в часах	2200—1920	3160—2720	1640—1415	2390—2012
в процентах	71—62	71—60,8	69—59,5	69—58,5
Простой экскаватора:				
в часах	900—1180	1300—1740	740—965	1080—1458
в процентах	29—38	29—39,2	36—40,5	31—41,5

Таблица 80

Цеховая себестоимость машино-часа работы экскаваторов на приисках Магаданской области, руб.

Марка экскаватора	Районы	
	Центральные	Заполярные
	Дней работы в году	
	240	210
Э-1003	16,21	24,19
Э-2505	20,58	34,49
Э-23	20,45	34,22
ЭКГ-4,6	31,12	55,18
ЭШ-4/55	53,17	93,90

$Q_{э.п}$ — производительность экскаватора на перевалке, м³/ч;

$l_{тр}$ — расстояние между траншеями, м;

P_4 — площадь поперечного сечения полигона, м².

При определении полной себестоимости 1 м³ вскрышных работ по формулам (113) и (114) необходимо добавить расходы по подготовке пород к выемке и дополнительные затраты, связанные с рыхлением корки в осенне-зимний период, приходящиеся на единицу объема.

2. *Трудоемкость вскрыши торфов драглайнами.* Затраты живого труда в себестоимости экскаваторной выемки пород для различных машин, работающих в аналогичных условиях, весьма непостоянны и изменяются от 13,5% у экскаватора ЭШ-4/55 до 29,6% у экскаватора Э-1003.

Трудоемкость зависит от производительности экскаватора, процента перевалки, глубины выемки, категории разрабатываемых пород и количества человек в бригаде, обслуживающей экскаватор, и может быть определена по формуле

$$Y_э = \frac{100m_{бр}k_{п}}{Q_{э.с}k_2k_3k_к}, \quad (115)$$

где $Y_э$ — трудоемкость на 1000 м³, чел-дней;

$m_{бр}$ — состав сменной бригады, чел;

$k_{п}$ — коэффициент, учитывающий процент перевалки;

$Q_{э.с}$ — сменная производительность экскаватора, м³;

k_2 — коэффициент, учитывающий угол поворота стрелы при разгрузке;

k_3 — коэффициент, учитывающий глубину выемки;

$k_к$ — коэффициент, учитывающий категорию разрабатываемых пород.

Изменение трудоемкости от глубины выемки и угла поворота стрелы не превышает 5—8%. Значительное влияние на трудоемкость оказывает категория разрабатываемых пород. Наиболее низкое ее значение — при разработке пород I—II категорий, при III — выше и увеличивается в 1,5 раза при разработке пород IV категории.

§ 10. Правила безопасности при экскаваторных работах

1. При передвижении экскаватора по горизонтальному пути или на подъем ведущая ось его должна находиться сзади, а при спусках с уклона — впереди. Ковш должен быть опорожнен и находиться не выше 1 м от почвы, а стрела должна устанавливаться по ходу экскаватора.

При движении шагающего экскаватора ковш должен быть опорожнен, а стрела установлена в сторону, обратную направлению движения экскаватора.

При движении экскаватора на подъем или при спусках должны предусматриваться меры, исключаящие самопроизвольные скольжения.

2. Передвижение экскаватора должно производиться по сигналам помощника машиниста, при этом должна быть обеспечена постоянная видимость между машинистом экскаватора и его помощником. Для шагающих экскаваторов допускается передача сигналов от помощника машиниста к машинисту через третьего члена бригады.

3. При погрузке в средства автотранспорта машинистом экскаватора должны подаваться сигналы начала и окончания погрузки.

4. Экскаваторы (драглайны) должны быть оборудованы защитой от переподъема ковша.

5. Запрещается во время работы экскаватора пребывание людей (включая и обслуживающий персонал) в зоне действия ковша.

6. Применяющиеся на экскаваторах канаты должны соответствовать паспорту. Стреловые канаты подлежат осмотру не реже одного раза в неделю участковым механиком, при этом число порванных проволок на длине шага свивки не должно превышать 15% от их общего числа в канате. Торчащие концы оборванных проволок должны быть отрезаны.

Результаты осмотра канатов, а также записи о замене их с указанием даты установки и типа вновь установленного каната заносятся в специальный журнал, который должен храниться на экскаваторе.

Подъемные и тяговые канаты подлежат осмотру в сроки, установленные главным механиком предприятия.

7. В тех случаях, когда драглайн работает спаренно с другими экскаваторами или в комплексе с землеройными машинами других типов при бестранспортной системе вскрышных работ, кратчайшее расстояние между ними должно быть не менее суммы их наибольших радиусов действия с учетом величины заброса ковша драглайна.

В случае необходимости работы на более близком расстоянии должен быть составлен специальный паспорт безопасного производства работ, утвержденный главным инженером предприятия.

Глава IV

ОРГАНИЗАЦИЯ КОМПЛЕКСНОГО И КОМБИНИРОВАННОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЗЕМЛЕРОЙНЫХ МАШИН НА ВСКРЫШЕ ТОРФОВ

На приисках встречаются такие горнотехнические условия, в которых использование отдельных типов землеройных машин не обеспечивает эффективной работы. Эти условия, в частности, возникают

при разработке месторождений каньонообразного типа и широких россыпей, а также на полигонах с глубокой вскрышей и при неудобном для отвалообразования рельефе местности по бортам разреза. В этих случаях целесообразно совместное применение землеройных машин в сочетании, позволяющим наиболее полно использовать особенности каждой из них. В связи с чем в практике производства вскрышных работ используют:

бульдозеры — на послойной разработке пород, а экскаваторы (драглайны), отвалообразователи (СПЗ-700) и гидроэлеваторы — на отвалообразовании;

экскаваторы — на выемке вскрышных пород, а бульдозеры — на отвалообразовании (перевалке);

бульдозеры и экскаваторы — на вскрыше и на отвалообразовании (перевалке).

§ 1. Комплексная работа бульдозеров с драглайнами

Получила наибольшее распространение при разработке россыпей с использованием естественного оттаивания мерзлых пород, так как послойная выемка пород (мощностью 6—12 см) интенсифицирует оттаивание мерзлой толщи и позволяет за летний период производить вскрышу на большую глубину (рис. 65).

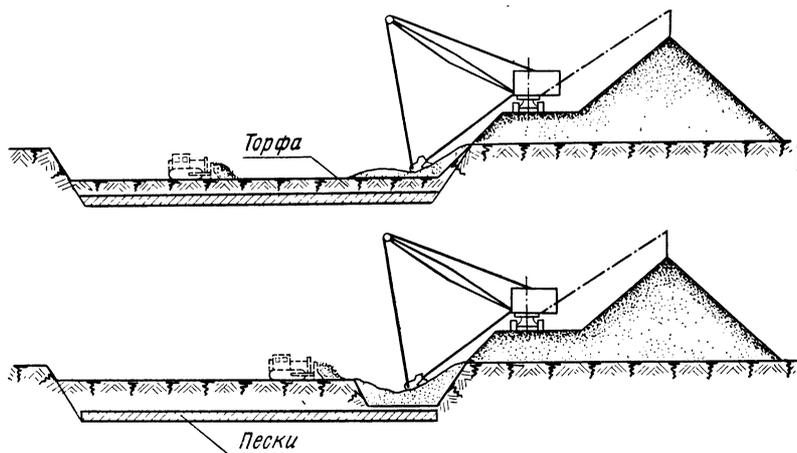


Рис. 65. Схемы работы бульдозера на послойной вскрыше и экскаватора на отвалообразовании

При комплексном использовании машин создаются сравнительно благоприятные для работы условия: бульдозер разрабатывает и транспортирует породу на небольшие расстояния, а экскаватор перерабатывает разрыхленную горную массу, передвигаясь по постоянной дороге, что обеспечивает их высокую производительность.

В целях создания запаса вскрышных пород для экскаватора и обеспечения безопасности бульдозеры работают со значительным по длине полигона опережением экскаватора. Экскаватор, передвигаясь параллельно оси полигона по его борту, переваливает породу с поворотом стрелы на $150-180^\circ$.

Существенный недостаток данной организации работ — большой объем перевалки (до $100-200\%$). И все же благодаря высокой

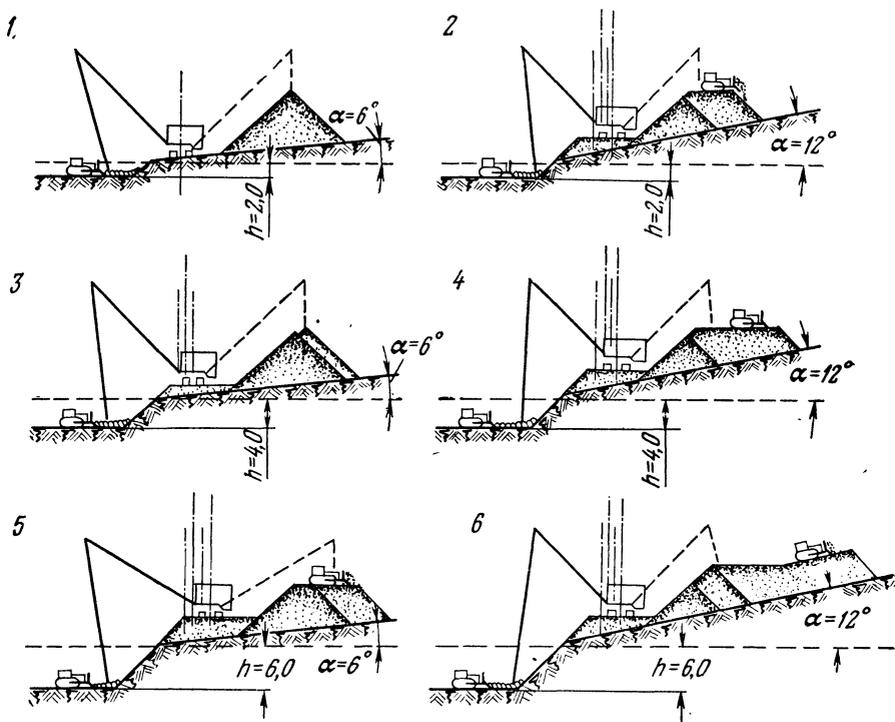


Рис. 66. Схема комплексного использования бульдозеров и экскаваторов на разработке месторождений каньонообразного типа

производительности машин, а стало быть и низкой себестоимости перевалки эти системы при больших поперечных сечениях полигона более выгодны, чем вскрыша торфов только экскаваторами или бульдозерами.

На основании изложенного и усредненной производительности бульдозеров Д-494А, разрабатывающих породы II (50%) и III (50%) категорий (см. табл. 48), и экскаватора Э-1003, работающего на выемке этих же пород и на их перевалке (см. табл. 70), произведено сравнение себестоимости подготовки 1 м^2 площади песков при бульдозерной, экскаваторной и комплексной вскрыше торфов.

Исходными для расчета приняли условия, характерные для месторождений каньонобразного типа: ширина россыпи 10, 20, 30 м, мощность торфов 2, 4, 6 м и углы рельефа местности по бортам разреза $\alpha=6$ и 12° (рис. 66). Себестоимость подготовки 1 м² площади песков определяли по формуле

$$C_{\text{пес}} = \frac{V_{\text{тсв}} + V_{\text{эот}}}{P_{\text{п}}}, \quad (116)$$

где $V_{\text{т}}$ — объем торфов, вскрытых бульдозером, м³;
 $c_{\text{в}}$ — стоимость 1 м³ вскрыши, руб.;
 $V_{\text{э}}$ — объем торфов, убранных из разреза экскаватором, м³;
 $c_{\text{от}}$ — стоимость 1 м³ отвалообразования, руб.;
 $P_{\text{п}}$ — подготовленная площадь песков, м².

Результаты расчетов по схеме рис. 66 сведены в табл. 81. Из табл. 81 видно, что себестоимость подготовки 1 м² площади песков при комплексной работе машин ниже, чем при вскрыше бульдозерами и экскаваторами в отдельности, и с понижением глубины разреза ее эффективность возрастает. При этом резко возрастает интенсивность разработки, так как для экскаваторной вскрыши минимально необходимый слой талых пород должен быть 0,9—1,5 м, на накопление которого требуется 25—35 дней, в то время как послойная выемка пород бульдозерами, работающими в комплексе с экскаваторами, позволяет за это время произвести вскрышу до 3—4 м и более.

Т а б л и ц а 81

Результаты расчетов по схеме рис. 66

Угол подъема борта долины, . . .	Ширина полигона (россыпи), м	Мощность торфов, м	Себестоимость подготовки 1 м ² площади песков, руб.			
			при бульдозерной вскрыше	при экскаваторной вскрыше	при комплексной работе машин	
					емкость ковша, м ³	
					1,5	1,0
6	10	2	0,92	1,19	0,94	1,28
		4	3,22	2,74	2,14	2,91
		6	5,31	4,70	3,58	4,87
	20	2	1,27	1,65	0,88	1,22
		4	3,62	2,94	1,94	2,62
		6	5,87	4,97	3,42	4,49
	30	2	1,60	1,84	0,92	1,23
		4	4,83	3,97	2,06	2,71
		6	6,92	5,21	3,31	4,52
12	10	2	1,94	1,69	0,94	1,28
		4	5,74	4,22	2,14	2,91
		6	8,78	5,66	3,94	5,22
	20	2	2,15	1,73	0,88	1,22
		4	6,83	5,95	2,16	2,84
		6	9,95	7,67	3,78	4,87
	30	2	2,86	1,94	0,92	1,23
		4	8,34	6,52	2,29	2,94
		6	10,30	8,81	3,61	4,82

Комплексная организация работ, при которой машины находятся во взаимной зависимости, может обеспечить высокие технико-экономические показатели только при условии, когда суммарная производительность бульдозеров соответствует производительности экскаватора. Поэтому для создания взаимной заинтересованности бригад различных машин целесообразно объединять их в единую комплексную бригаду и оплачивать труд по конечному результату — подготовке 1 м² площади песков.

§ 2. Работа экскаватора в комплексе с бульдозерами

Применяется в основном для сокращения объема перевалки на широких полигонах при зимней вскрыше торфов. Экскаватор при этой организации работ, передвигаясь по полигону в прямом и обратном направлении, производит выемку взорванных пород и

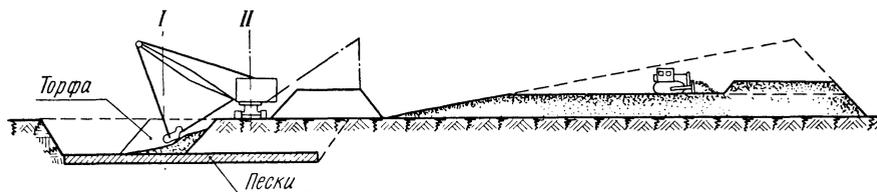


Рис. 67. Схема работы экскаватора на вскрыше, а бульдозера на отвалообразовании

размещает их с первых заходок во временные отвалы, которые затем бульдозером перемещаются за контур. С последней заходки экскаватор складировать породу непосредственно в постоянный отвал. В практике ширина заходки обычно берется максимальной, учитывается лишь возможность сокращения числа передвижек экскаватора. Форма временных отвалов конусная. Отсыпка постоянных отвалов бульдозерами ведется с разгрузкой породы под откос (рис. 67). Недостатком данной организации работ является неэффективное отвалообразование бульдозером, при котором основной объем размещается на большом расстоянии от контура полигона. Комплексное использование экскаваторов с бульдозерами применять на вскрыше торфов с использованием естественного оттаивания мерзлых пород нерационально ввиду невыгодных условий для работы экскаватора при малой мощности забоя.

§ 3. Комплексная работа бульдозеров с отвалообразователем СПЗ-700 (800)

Применяется при глубокой вскрыше торфов на полигонах шириной 60—120 м, представленных породами II—IV категорий, влажностью (льдистостью) 15—20%.

Подготовку полигонов начинают с очистки мохо-торфяного покрова мощностью 0,6—1,2 м и вскрыши торфов до глубины 3—4 м бульдозерами, работающими по обычной параллельной системе,

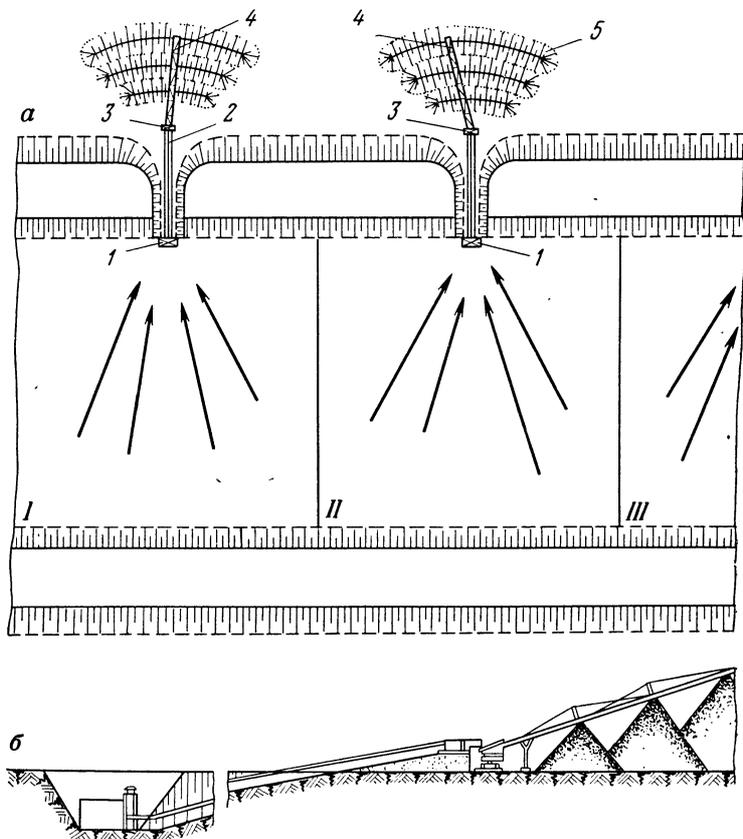


Рис. 68. Схема расположения стакера и забойного конвейера на блоках полигона вскрышных работ:

a — общий вид вскрышных работ в плане; I—III — блоки; 1 — бункер ББК-2; 2 — забойный конвейер; 3 — перегрузочный лоток; 4 — стакер; 5 — стакерный отвал; *b* — разрез установки оборудования для отвалообразования

с созданием выезда внутри полигона (см. рис. 35). Отвалообразование ведут с учетом оставления свободного межотвального пространства для установки наклонного конвейера и привода опорно-звеньев стакера СПЗ-700.

Зимой с помощью буро-взрывных работ проходят котлован и траншею для установки загрузочного бункера ББК-2 и конвейера (рис. 68, б), которые монтируют весной. Вскрышу торфов

осуществляют бульдозерами (по мере естественного оттаивания мерзлых пород) веерными заездами (рис. 68, а). Породу транспортируют к приемному бункеру, затем она поступает на наклонный конвейер и через перегрузочный лоток и поворотной-звеньевой стакер перемещается в отвал. Иногда в практике работы на отдельных приисках [13, 40] бункер помещают на зачищенную до мерзлоты площадку, вокруг него постепенно, по мере углубления, бульдозерами наращивают «подушку» — подсыпку из пород вскрыши. Чем глубже понижается выемка пород на полигоне, тем больше радиус «подушки», так как у бульдозеров с мощностью двигателя 100—385 л. с. подъем пути при транспортировании не должен превышать 12—18°. В конце вскрышных работ породы «подушки» частично пропускают через промывочные приборы, а часть перемещают бульдозерами в выработанное пространство смежно отработанного блока или полигона.

Рациональное сочетание работы горного оборудования в определенных горнотехнических условиях определяется:

скоростью оттаивания мерзлых пород и площадью полигона (блока), обеспечивающих производительную работу рассматриваемого комплекса машин в течение суток;

длиной транспортировки пород на полигоне для применяемого типа землеройных машин и их количеством для максимальной загрузки транспортных средств отвалообразования.

В основу определения параметров выемочного блока при вскрыше торфов бульдозерами с СПЗ-700 (800) положено обязательное соответствие производительности бульдозера часовой производительности стакера [19, 29, 39].

$$Q_{ст} = \sum Q_{б.ч} = Q_{б.ч} n_{б} \rho_{б}, \quad (117)$$

где $Q_{ст}$ — производительность стакера, м³/ч;

$\sum Q_{б.ч}$ — суммарная производительность бульдозеров, соответствующая производительности стакера, м³/ч;

$n_{б}$ — число бульдозеров в одновременной работе;

$\rho_{б}$ — коэффициент снижения производительности при одновременной работе нескольких машин в один бункер (для двух и более машин 0,96—0,92);

$$Q_{б.ч} = \frac{Q_{ст}}{n_{б} \rho_{б}}. \quad (118)$$

Среднее расстояние $L_{ср}$ транспортировки для полигонов прямоугольной формы или приведенной к ней определяется отношением

$$L_{ср} = \frac{\sqrt{B_{п}^2 + L_{к}^2}}{2} + 6, \quad (119)$$

откуда оптимальная длина крыла полигона определяется по формуле

$$L_{опт} = \sqrt{(2L_{ср} - 12)^2 - B_{п}^2}, \quad (120)$$

где L_k — длина крыла полигона, м;

$B_{\text{п}}$ — средняя ширина полигона, м.

Площадь полигона P_1 при заданных условиях определяется из выражения

$$P_1 = 2L_{\text{опт}}B_{\text{п}} \geq \frac{Q_{\text{смтп}}}{h_0}, \quad (121)$$

где t_p — время чистой работы в сутки, ч;

h_0 — среднесуточная мощность оттаивания мерзлых пород, м.

Экономическим критерием рационального сочетания работы бульдозеров с опорно-звеньевым стакером является минимальная себестоимость 1 м^3 вскрышных работ [38], в связи с чем на основе рассмотренных выше факторов общая себестоимость определится по формуле

$$c_k = \frac{S_{st}}{V_4} + \frac{S_{kc}}{Q_{ct}} + \frac{S_a + S_1}{V_4} + \frac{n_6 s_{6.ч}}{\sum Q_{6.ч}} + S_2 + \frac{V_{\text{под}} c_3}{V_4}, \quad (122)$$

где c_k — общая себестоимость 1 м^3 вскрышных работ при комплексном использовании бульдозеров с СПЗ-700, руб.;

S_{st} — затраты на строительство стакера и наклонного конвейера, включая расходы по монтажу, демонтажу, перевозке узлов, горно-подготовительные работы, руб.;

V_4 — объем пород вскрыши, разрабатываемых на одной стоянке стакера, м^3 ;

S_{kc} — затраты по эксплуатации наклонного конвейера и стакера за один час чистой работы, руб.;

$s_{6.ч}$ — стоимость машино-часа чистой работы бульдозера, руб.;

S_a — годовая стоимость амортизации стакера и наклонного конвейера;

S_1 — стоимость текущего ремонта стакера и наклонного конвейера, руб.;

S_2 — стоимость разработки откосов, приходящихся на 1 м^3 вскрыши торфов в контуре полигона, руб.;

$V_{\text{под}}$ — объем торфов подваловки, м^3 ;

c_3 — себестоимость промывки 1 м^3 пород, пропускаемых через прибор, руб.

Опыт работы приисков показывает, что среднесуточная производительность забойного конвейера и стакера СПЗ-700 составляет $1100\text{—}1300 \text{ м}^3$, валовая производительность труда $125\text{—}150 \text{ м}^3/\text{чел-день}$. При этом себестоимость 1 м^3 вскрыши снижается с увеличением единичной мощности бульдозеров на $8\text{—}14\%$.

Расчетные значения верхней границы мощности торфов, с которых рационально применять бульдозеры в комплексе с отвалообразователями, характеризуются данными табл. 82.

Область эффективного применения комплексной работы бульдозеров с опорно-звеньевым стакером СПЗ-700 (800) находится в пределах $4\text{—}13 \text{ м}$. С учетом влияния экономических факторов

оптимальные параметры выемочного блока: по площади 15—30 тыс. м², по ширине 80—120 м, по мощности вскрываемого слоя 5—8 м, по объемам 100—180 тыс. м³.

Таблица 82

Расчетные значения верхней границы мощности торфов, м

Марка бульдозера	Ширина полигона, м				
	60	70	80	90	100
Д-494А	7,5	5,5	4,5	3,8	—
Д-575	10,8	7,0	5,8	5,2	4,5
Д-572	12,4	8,0	6,4	5,7	5,0

§ 4. Комбинированное использование землеройных машин

Бульдозеры на вскрыше торфов, а экскаваторы с бульдозерами на отвалообразовании (рис. 69) применяют в основном на широких

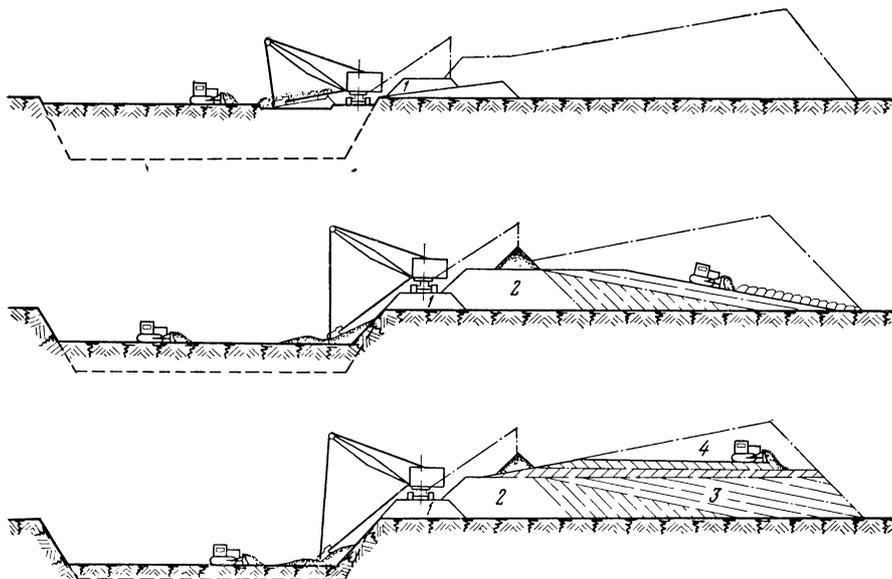


Рис. 69. Схемы комбинированного использования бульдозеров с экскаватором на вскрыше торфов:

1—4 — порядок отвалообразования

полигонах. Здесь при вскрыше всего полигона одними бульдозерами резко увеличивается расстояние транспортировки породы в отвал и усложняется выемка полосы торфов в прибортовой части.

Вскрыша торфов только экскаваторами вызывает значительные перевалки и снижение производительности машин. Данную орга-

низацию работ рационально применять на полигонах шириной более 70 м (или 140 м при двустороннем отвалообразовании) с мощностью торфов от 2 до 4 м.

§ 5. Себестоимость вскрышных работ при комплексном использовании землеройно-транспортных машин

Основываясь на материалах глав I, II и IV настоящей книги и опытных данных приисков объединения «Северовостокзолото», применяющих бестранспортные и транспортные системы вскрыши торфов, проведены графоаналитические исследования.

I. Расчеты по бульдозерной и экскаваторной вскрыше талых пород, подготовленных к выемке с помощью иглового гидрооттаивания, выполнены применительно к условиям Магаданской области. Результаты расчета с рациональной областью единичного и комплексного использования машин приведены ниже:

при ширине полигона не более 80 м и глубине вскрыши от 6 до 10 м экономично применять экскаватор ЭШ-4/40, за этими пределами — ЭШ-4/40 в комплексе с бульдозерами Д-575 и Д-572. Совместная работа экскаватора ЭШ-4/40 с бульдозерами на базе тракторов мощностью до 130 л. с. при указанных параметрах неэкономична;

экскаватор Э-23 выгодно применять при ширине полигона до 40 м и глубине 4—6 м. За пределами этих параметров эффективнее комплексная вскрыша со всеми типами бульдозеров;

себестоимость вскрышных работ экскаватором Э-1003 при ширине полигона до 30 м и глубине выемки 4—6 м удерживается на уровне комплексной вскрыши; при ширине полигона более 30 м целесообразно переходить на комплексное использование Э-1003 с бульдозерами;

использование экскаватора ЭШ-4/55 в комплексе с бульдозерами на полигонах шириной до 100 м и глубиной выемки 6—12 м невыгодно, так как экскаваторная вскрыша дешевле.

II. Для приисков Заполярья расчеты выполнены применительно к полигонам шириной 20—100 м с мощностью торфов 2—8 м. Исследования проведены с учетом рекомендуемой продолжительности сезона вскрышных работ (см. табл. 52) и опытных данных применения автотранспорта на вскрыше торфов. На подготовке пород к выемке применяли станки СДВВ производительностью 16 м³/ч и в качестве ВВ — аммонит 6ЖВ.

Сравнение показателей бульдозерной (Д-572, Д-9Ж), экскаваторной (ЭШ-4/40, ЭШ-4/55) и экскаваторно-транспортной вскрыши торфов провели по себестоимости 1 м² площади песков, подготовленных к промывочным работам. Из рис. 70 видно, что себестоимость подготовки песков изменяется в широких пределах и зависит от техники, системы разработки и применяемой организации работ.

При бестранспортных системах вскрыши:

самой экономичной является выемка пород бульдозерами Д-9Ж;

производство вскрышных работ бульдозерами Д-572 эффективнее, чем драглайнами ЭШ-4/40, до глубины 6 м и ЭШ-4/55 — до параметров полигонов, ограниченных областью по линии АА;

себестоимость 1 м² площади песков, подготовленных к промывке с помощью экскаваторов ЭШ-4/40 и ЭШ-4/55, на рассматриваемых полигонах выше, чем при применении транспортных систем вскрыши.

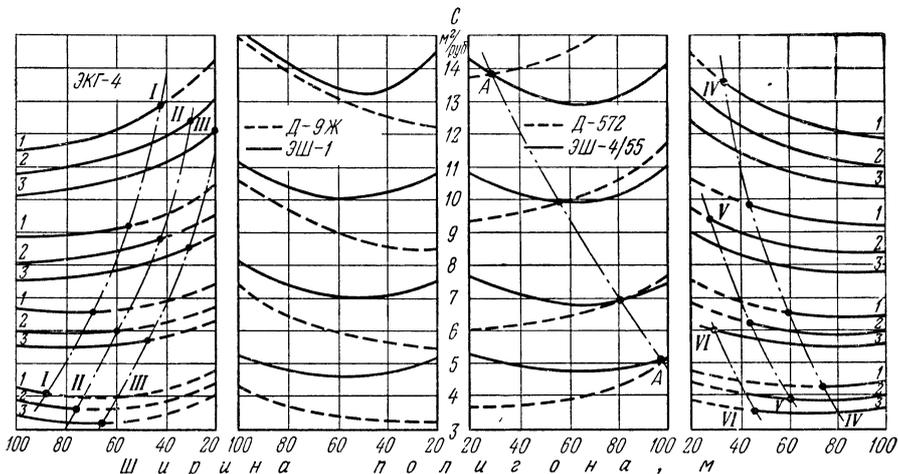


Рис. 70. Изменение затрат на подготовку 1 м² площади песков в зависимости от ширины полигона, мощности торфов и применяемой техники:

1 — автосамосвал МАЗ-503Б; 2 — то же, КрАЗ-256Б и МоАЗ-522А; 3 — то же, БелАЗ-540 (себестоимость 1 м², указанная цифрами 1, 2, 3, соответствует длине транспортировки 600 м, с увеличением до 800 м она повышается на 4% и до 1000 м — на 12%); I, II, III — границы параметров полигонов, с которых эффективно применять экскаватор ЭКГ-4 с самосвалами 1, 2 и 3; до этих пределов — бульдозеры Д-9Ж; IV, V, VI — то же, экскаватор Э-2505 и бульдозер Д-572; АА — граница, до которой выгодно применять бульдозер Д-572, выше — экскаватор ЭШ-4/55

При транспортных системах вскрыши:

на погрузке породы в автосамосвалы экскаваторы ЭКГ-4 работают производительнее экскаваторов Э-2505. В связи с этим себестоимость подготовки 1 м² площади в идентичных условиях на 0,8—1,2 руб. ниже;

транспортные системы вскрыши эффективнее бестранспортных при выемке пород бульдозером Д-9Ж с параметров полигонов, ограниченных областью по линии III—III для экскаватора ЭКГ-4, работающего в комплексе с БелАЗ-540, по линии II—II — с КрАЗ-256Б (МоАЗ-522А) и по линии I—I — с МАЗ-503Б (см. рис. 70);

при производстве работ бульдозерами Д-572 — соответственно с параметров полигонов, ограниченных по линиям VI—VI; V—V и IV—IV.

Раздел четвертый

ГИДРАВЛИЧЕСКИЕ РАБОТЫ

Глава I

РАЗРАБОТКА РОССЫПЕЙ ГИДРАВЛИЧЕСКИМ СПОСОБОМ

Гидравлический смыв вскрышных пород напорной водой р. Негри на Ленских приисках впервые был применен в 1884 г., а к концу XIX в. эти работы получили широкое распространение.

В России гидравлические работы развивались слабо, в связи с чем годовой объем разработки россыпей всеми гидравлическими установками в 1910—1917 гг. не превышал 450—500 тыс. м³. С 1928 г. в различных районах Сибири и Дальнего Востока началось строительство новых гидроустановок с применением насосов, гидроэлеваторов и землесосов. Наиболее широкое распространение гидравлические работы получили на приисках Приамурья, Амура, Урала и в несколько меньших объемах — в Ленском и Красноярском районах.

В последние годы гидромеханизацию стали применять на разработке ильменитовых и алмазосодержащих россыпей, при повторной разработке месторождений, ранее отработанных подземным способом, и на вскрыше торфов дражных полигонов.

Гидравлическая вскрыша получила широкое распространение на предприятиях горнорудной промышленности Министерства черной металлургии СССР. Значительные объемы вскрышных работ с помощью гидромеханизации выполняются на Зыряновском, Соколово-Сарбайском, Южно-Лебединском, Стойленском, Михайловском и других карьерах.

Гидравлический способ разработки в настоящее время развивается по линии увеличения единичной мощности гидроустановок на базе землесосов (табл. 83). Гидроустановки Урала, оснащенные землесосами ЗГМ-2м, обеспечивают сезонную производительность 350—400 тыс. м³, а на приисках «Октябрьский» и «Исовский» 700—800 тыс. м³. Проектируются и строятся гидравлики с годовой производительностью 1—2 млн. м³.

Средняя производительность землесосных установок на вскрыше торфов за 1969—1971 гг. составила 65—81 м³/ч, а выработка на одного рабочего 66—84 м³/чел-день.

Дальнейшее оснащение гидроустановок новым землесосным оборудованием, гидромониторами с дистанционным электропневматическим управлением, полиэтиленовыми трубами и насадками позволит значительно улучшить технико-экономические показатели

**Краткая техническая характеристика используемых на приисках
грунтовых насосов и землесосов**

Марка насоса	Производительность по воде, м ³ /ч	Полный напор водяного столба, м	Мощность двигателя, кВт	Наибольший размер пропускаемых фракций, мм	Диаметры отверстий, мм		Размеры, мм			Масса, кг	Допустимое отношение твердого к жидкому Т:Ж
					всасывающего	нагнетательного	длина	ширина	высота		
ЗН-4	180	25	22,8	30	125	100	1312	675	600	692	1:10
ЗН-6	320	40	60,0	50	200	150	1415	850	870	1021	1:10
8-НЗ	800	25	110	120	250	200	2355	1200	1200	2200	1:8
8-НЗ	1051	43	280	120	250	200	2355	1200	1200	2200	1:8
ЗГМ-1м	1400	37	320	180	300	300	2060	1515	1330	3825	1:8
ЗГМ-1-350м	1260	45	500	160	300	300	2060	1525	1565	4209	1:8
ЗГМ-2м	1900	62	630	180	300	300	2060	1525	1565	4870	1:8
12ГрТ-8	1330	58	500	145	300	300	1850	1500	1540	3448	1:8
20Р-11	3600	54	950	280	500	500	3540	2300	—	—	1:7

гидравлических работ, увеличить глубину открытого способа разработки россыпей и значительно расширить область гидравлической вскрыши торфов на приисках Северо-Востока.

§ 1. Организация вскрышных работ

1. *Смывные работы* — один из простейших видов гидромеханизации. Суть их — в разрушении и транспортировке вскрышных пород водным потоком. Смывные работы могут быть организованы в том случае, когда имеется возможность получить в водозаводной канаве сравнительно большой расход воды. К необходимым условиям смывных работ относится также значительный уклон полигона в сторону смыва. Наибольший эффект дает разработка террасовых и увальных россыпей. При этом из русла реки заводят

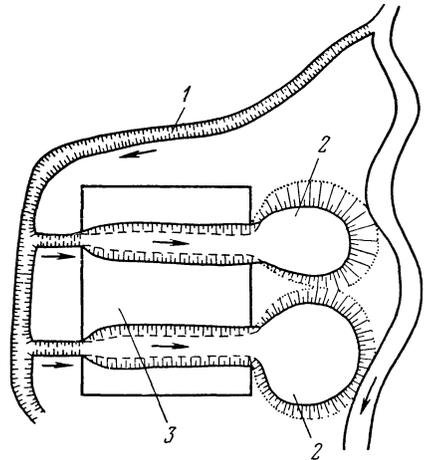


Рис. 71. Схема смывных работ при гидравлической вскрыше торфов:

1 — водозаводная канава; 2 — отвалы вскрышных пород; 3 — полигон

воду к верхней границе контура (рис. 71) и вкrest простираения долины проходят канаву, глубина которой равна глубине водозаводной канавы, и по ней пропускают воду. Затем углубляют дно

канавы, после чего обрушают борта разреза. Этим самым создают условия для интенсивного разрушения и выноса породы водным потоком. Водный поток необходимо концентрировать в одном русле, направлять его к борту разреза. Для этого устанавливают щиты или используют валуны, выбранные из промытой горной массы. В процессе вскрыши торфов смывные работы проводятся даже в том случае, если уклон долины невелик. На таких участках торфа смываются на активированную площадь.

2. *Гидравлическая вскрыша с искусственным напором воды.* Вскрышные работы на полигоне начинают с создания первоначального разреза, проходки пульпоприемного приямка глубиной 1—2 м и длиной 1,5—2,5 м, установки землесоса или гидроэлеватора, монтажа водоподводящей системы и пульповода. Затем производят смыв верхнего мохо-торфяного покрова. Чаще всего его выемка осуществляется бортовым вскрытием с размещением пород в отвалы по бортам разреза, а при наличии смежноотработанного блока — в выработанное пространство.

Очистную выемку вскрышных пород ведут уступами мощностью 1,5—3 м, поэтому размыв торфов производят с поверхности. Талые породы размывают на всю мощность принятого уступа, а при разработке мерзлых пород применяют слоевой размыв по мере их оттаивания. Небольшая мощность уступа позволяет широко применять для вскрышных работ систему с попутным отступающим забоем, что способствует снижению удельного расхода воды. Порядок смыва пород принимают следующий: гидромониторы устанавливают на верхней границе блока и каждый из них на своей самостоятельной заходке сначала пробивает канаву, затем ее расширяет. Длину канав, т. е. размер заходки, принимают несколько меньше дальности полета струи. Оставляя недомыв (рубашку), можно увеличить уклон поверхности смыва торфов, что позволяет уменьшить удельный расход воды на размыв породы. В этом случае породы, оставленные в припластовой части (недомыве), обрабатывают одновременно с нижним уступом.

Гидравлические вскрышные работы, сочетающие преимущество наиболее производительного вскрытия без выработок с попутной системой и размывом пород с оставлением недомыва, позволяют сократить удельный расход напорной воды в 2—4 раза по сравнению с расходом ее на нижнем уступе, вскрытие которого производится котлованом.

3. *Разрушение и размыв породы.* Разрушение породы при гидравлической разработке осуществляется струей воды, подаваемой с большой скоростью гидромонитором. Породы массива разрушают обычно посредством вруба такой величины, при которой силы сцепления подрезанной части забоя окажутся меньше и происходит обрушение. При этом для глин, песков, супесей и суглинков характерно сползание (рис. 72), а для более крепких пород — падение под собственным весом [76].

Для торфов мощностью 1,5—2,5 м, представленных породами III категории, вруб рекомендуется делать длиной 9—12 м, высотой 0,4—0,5 м и глубиной 0,8—1 м. Если порода не обрушается, то необходимо, перемещая струю гидромонитора по забою снизу вверх, делать дополнительные вертикальные врубы, а затем снова переводить струю в горизонтальное положение, пересекая этим движением вертикальный вруб, и обрушать забой.

Размытые породы. Струя, обрушившая породу, должна затем переместить ее в канаву, по которой она транспортируется самотеком к землесосу или к выносной канаве.

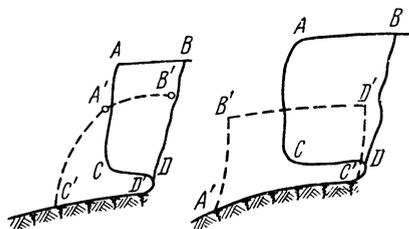
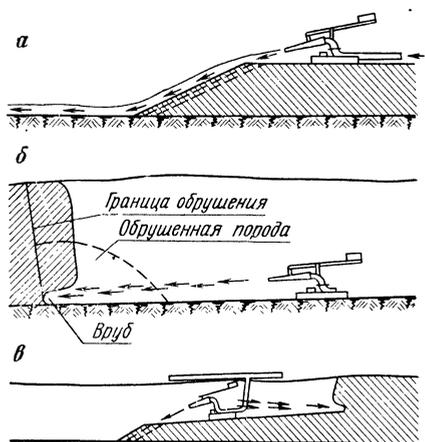


Рис. 72. Схемы обрушения пород при гидравлическом размыве уступа с помощью вруба

Рис. 73. Схемы размыва забоя гидромонитором:

а — размыв с поверхности; *б* — размыв с нижнего горизонта; *в* — размыв с промежуточного горизонта (при организации работ с недомывом)



Размытые породы у забоя расплываются по поверхности, и не всегда удается создать водный поток достаточной глубины для перемещения частиц самотеком, поэтому мелкие частицы породы от забоя до канавы перемещаются потоком отработанной отбойной воды, а более крупные подталкиваются напорной струей, для чего гидромонитор переключают на выгонку пород, используя на это дополнительную напорную воду.

Густоту пульпы определяют коэффициентом консистенции, являющимся обратной величиной коэффициента разжиженных пород [82]. Необходимый уклон канав для транспортирования пульпы зависит от крупности перемещаемых каменистых включений и плотности потока. Так, для перемещения пород на невалунистых россыпях при мощном потоке с секундным расходом воды 1—1,2 м³ уклон канав на уральских гидравлических разрезах снижают до 0,015—0,017. В наиболее распространенных условиях канавам придается уклон 0,02—0,03. При повышенной валунистости или при небольших расходах воды уклон канавы увеличивают до 0,04 ÷ ÷ 0,06. Размытая порода (пульпа), поступающая от забоя, должна собираться в пульпоприемнике, где она засасывается гидроэлеватором или землесосом.

При гидравлической вскрыше торфов различают следующие основные способы размыва: с поверхности, с основания уступа, с недомывом [77, 82].

Размыв с поверхности (рис. 73, а). Гидромонитор при этом способе устанавливают на поверхности и размывают породы послойно струей, направленной под углом вниз. Породы верхней части уступа размываются быстро, поскольку насадка расположена вблизи забоя. С понижением выемки и удаления забоя от насадки гидромонитора интенсивность размыва снижается. Поэтому при вскрыше торфов мощностью 5÷8 м уступ подразделяют на два подуста, а для размыва нижнего гидромонитор опускают на промежуточный горизонт.

Размыв с основания уступа (рис. 73, б). Этот способ размыва наиболее распространен. Гидромонитор устанавливают на нижнем горизонте (верхней части вскрытого пласта песков). Вначале струю направляют к основанию уступа и подрезают его врубом, обрушенные породы размывают, благодаря чему облегчается перемещение их напорной струей — выгонка из забоя — и сокращается удельный расход на перемещение торфов к пульпоприемному приемку. В этом случае важно правильно выбрать ширину заходки. Увеличение длины забоя (ширины заходки) усложняет подрезку уступа по его краям и увеличивает расход воды на подрезку. Однако при этом сокращается время на перестановку гидромонитора. Длину забоя (ширину заходки) в зависимости от высоты уступа, расстояния перестановки и предельной дальности полета размывающей струи определяют по формуле

$$L_{\text{заб}} = 2\sqrt{L_{\text{стр}} - (\psi_y H_y + l_T)^2}, \quad (132)$$

где $L_{\text{заб}}$ — длина забоя, м;

$L_{\text{стр}}$ — наибольшая допустимая длина струи при подрезке уступа;

ψ_y — к. п. д. установки;

H_y — высота уступа, м;

l_T — длина труб забойного водопровода (расстояние перестановки), м.

В наиболее распространенных условиях длина забоя находится в пределах от 15 до 30 м. Подрезка уступа и выгонка породы чаще всего производятся отдельно на каждой половине длины забоя. Способ размыва с основания уступа применяют в основном для размыва пород II—III категорий при мощности торфов более 2,5 м. При породах IV категории резко увеличивается удельный расход воды, и применение его становится нерациональным.

Размыв с недомывом (рис. 73, в). Гидромониторы устанавливают у основания уступа, и породу размывают с подрезкой по его основанию. Затем, по мере продвижения забоя и удаления его от пульпоприемного приемка, горизонт подрезки по отношению к основанию повышают. Это позволяет создать необходимый уклон поверхности смыва породы. Объем недомыва можно сократить

уменьшением длины заходки. Однако это приводит к частым перестановкам насосного оборудования. Обычно стремятся к тому, чтобы расстояние выгонки породы не превышало 80 м, а мощность недомыва — 1 м.

§ 2. Системы гидравлической разработки

Главным отличительным признаком гидравлических систем разработки является порядок перемещения очистных забоев, который влияет на использование ударной силы размывающей струи для перемещения породы к пульпоприемному приямку [34, 77, 82].

На вскрышных и добычных полигонах наибольшее распространение получили системы с попутным, встречным, встречно-боковым и попутно-встречным забоями, а в последние годы на приисках Ми-

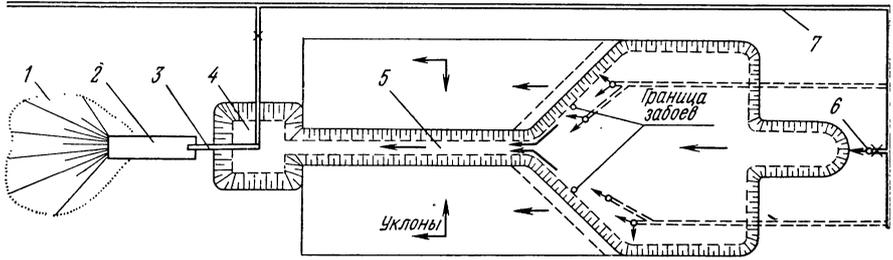


Рис. 74. Схема гидравлической разработки участка россыпи по системе с попутным забоем:

1 — отвал; 2 — шлюз; 3 — гидроэлеватор; 4 — зумпф; 5 — транспортная канава; 6 — гидромонитор; 7 — водовод

асского управления и «Октябрьский» треста Амурзолото начали применять веерную систему с попутно-боковым забоем. Эта система отвечает перечисленным выше требованиям и упрощает организацию вспомогательных и очистных работ.

Система с попутным забоем (рис. 74) эффективна при вскрыше торфов на полигонах шириной более 40 м с мощностью торфов от 3 до 8 м. При этой системе могут разрабатываться породы II—III категорий с валунистостью до 25—30%, а также мерзлые и частично мерзлые породы независимо от уклона нижнего (надпескового) горизонта. При установке гидромонитора на поверхности рекомендуется разрабатывать слой мощностью 1,5—3 м, проходить нарезные каналы независимо от мощности торфов, вскрывать торфа, представленные талыми и мерзлыми породами.

Работы начинают с проходки нарезной канавы от котлована в сторону противоположного борта полигона. Ширина канавы по основанию в зависимости от мощности торфов составляет 3—15 м. После проведения канавы заданной длины ее расширяют в обе стороны на расстояние 20—60 м, но не далее границы россыпи. В образовавшихся очистных забоях у основания уступов устанавливают гидромониторы. Сплошной размыв пород в очистных

забоях производят в сторону созданного уклона, т. е. в обратном направлении проходки нарезной канавы. Для облегчения выгонки торфов очистной забой располагают под углом $120\text{--}140^\circ$ к оси канавы, что создает плавный переход из забоя в канаву. При разработке террасовых россыпей нарезную канаву обычно проходят поперек россыпи. Когда россыпи залегают у самого обрыва увала, выносные канавы получаются короткими. В таких условиях каждая нарезная канава переходит в выносную. Длинные выносные канавы обычно обслуживают несколько нарезных канав.

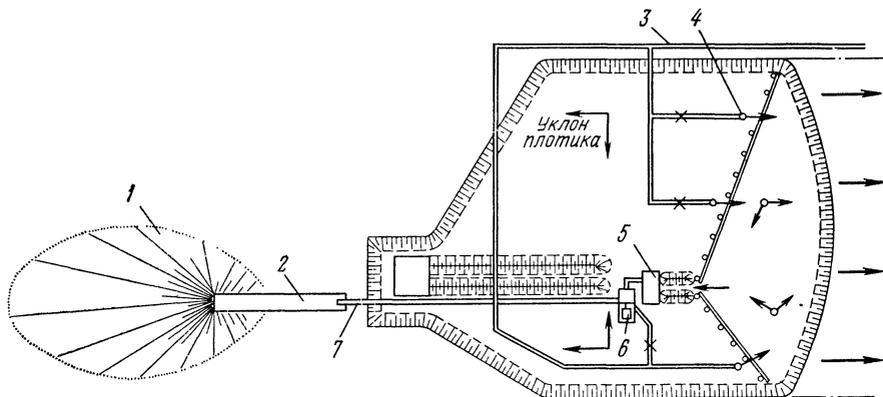


Рис. 75. Схема гидравлической разработки вскрышных и добычных пород по системе со встречным забоем:

1 — отвал; 2 — шлюз; 3 — водовод; 4 — гидромонитор; 5 — зумпф; 6 — землесос; 7 — пульповод

Система со встречным забоем (рис. 75) в основном распространена на полигонах с мощностью торфов более 4 м. При этой системе не нужно проходить нарезные выработки, что упрощает технологию разработки и ускоряет развитие очистных работ. Это особенно ценно при разработке россыпью шириной до 60 м, а также глубокой вскрыше узких россыпей.

Гидромониторами, установленными на поверхности котлована, расширяют выработку в сторону, к границам россыпи, для образования разреза, затем это оборудование и разводящий водопровод переносят в разрез и приступают к очистной выемке — сплошному размыву пород по бортам разреза. При таком порядке перемещения очистного забоя направление полета напорной струи противоположно направлению потока размывной породы. Поэтому ударная сила струи не содействует перемещению пород от забоя к пульпоприемному приемку, и их доставка от забоя происходит под воздействием водного потока. Так, при размыве пород I—II категорий расход воды на выгонку составляет $0,5\text{--}3\text{ м}^3/\text{м}^3$ и для пород III—IV категорий — $5\text{--}28\text{ м}^3/\text{м}^3$.

Система встречно-боковым забоем (рис. 76) применяется на полигонах шириной более 40 м с мощностью торфов

4—5 м и более. Размыв пород здесь осуществляется как попутным, так и встречным забоем, для чего обрабатываемый борт разреза делится на два, а при большей ширине россыпей и на четыре забоя. Опережающие заходки обрабатывают встречным забоем, их стремятся пройти наименьшей ширины. При недостаточном уклоне для выгонки пород из опережающей заходки размыают попутным забоем. Породы в средней части заходки размыают попутным забоем. По удельному расходу воды система со встречно-боковым забоем

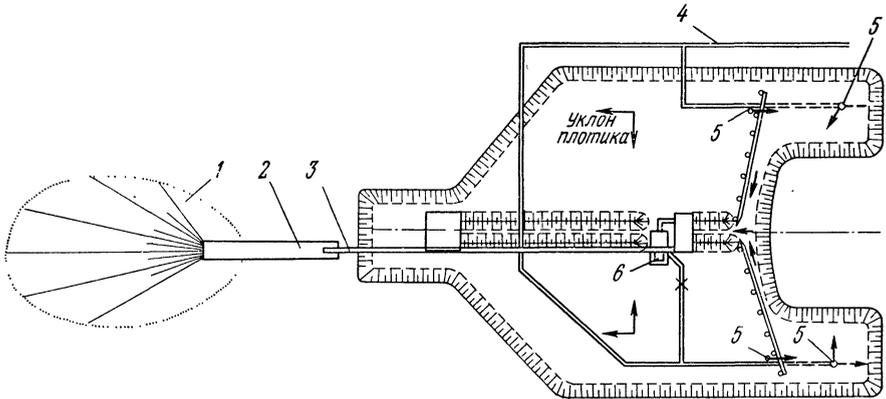


Рис. 76. Схема встречно-боковой системы разработки россыпей:

1 — овал; 2 — шлюзы; 3 — пульповод; 4 — водовод; 5 — гидромониторы; 6 — землесос

занимает промежуточное положение. Так, при размыве пород II—III категорий расход напорной воды на выгонку составляет 4—18 м³/м³. При этой системе отсутствуют нарезные работы, ускоряется развитие очистных работ и несколько сокращаются работы по перестановке гидромониторов.

Система с попутно-встречным забоем (рис. 77) распространена на вскрыше торфов мощностью 4—8 м с крупностью материала до 150 мм в поперечнике. В отдельные стадии работ струя совпадает с направлением перемещения пульпы. Обрушение породы производится двумя гидромониторами, находящимися на расстоянии $\frac{2}{3}$ ширины забоя. Размыв породы производится по системе встречным забоем. Пульпа самотеком по канаве поступает в пульпоприемный приямок. Разработка забоя начинается у бортов разреза, гидромониторы продвигаются вперед ходом шириной 10 м, работая при минимальном расстоянии смыва забоя. В результате между гидромониторами остается участок в виде мыса (рис. 77, а), который, как и образовавшийся недомыв из-за уклона канав, вырабатывается попутным забоем при боковом расположении гидромониторов по отношению к оставшемуся целику.

Веерная система с попутно-боковым забоем (рис. 78) применяется на полигонах шириной 60—120 м с мощно-

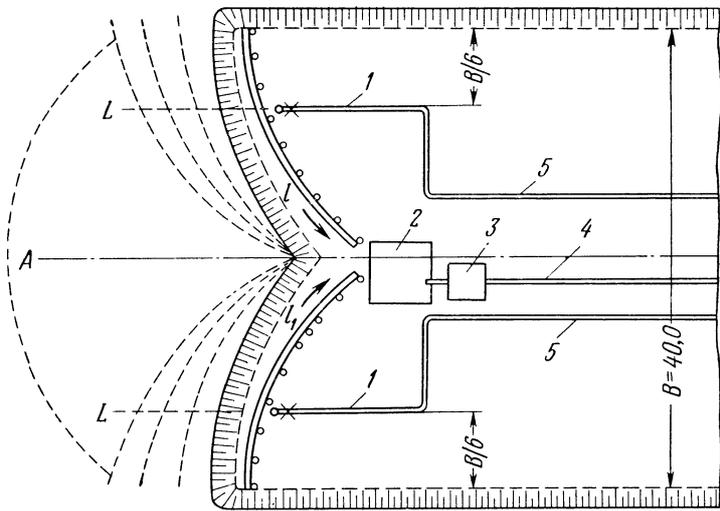


Рис. 77. Схема гидравлической разработки участка россыпи по системе попутно-встречным забоем:

1 — I и I_1 — каналы для стока пульпы; 2 — зумф; 3 — землесос или гидро-элеватор; 4 — пульвовод; 5 — рабочие водоводы; L — направление движения гидромониторов; A — оставшийся целик (мыс) при работе встречным забоем; B — ширина забоя

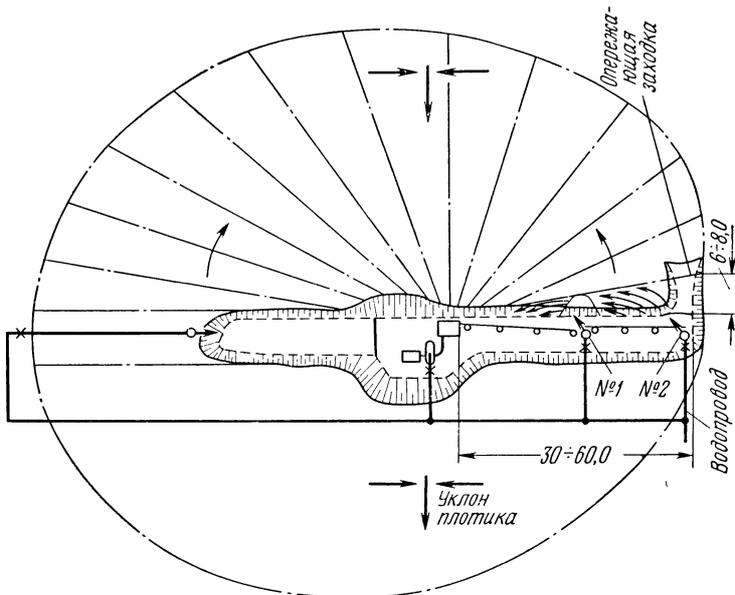


Рис. 78. Схема верной системы разработки вскрышных и добычных пород попутно-боковым забоем

стью торфов от 3 до 12 м. Блоки, ограниченные указанными параметрами, разрезают по центру канавой, которая определяет радиус веера и соответственно длину очистных забоев. После проходки канавы на ее дне устанавливают два гидромонитора и переходят на очистной разрыв. Ближайший к пульпоприемнику гидромонитор устанавливают с расчетом, чтобы струя его перелетала на 5—8 м решетку пульпоприемного приемка землесоса и могла очищать его от растительных остатков и валунов. Второй гидромонитор устанавливают в конце канавы, по возможности ближе к наружному борту разреза, так, чтобы его струя перелетала на 10—15 м за первый гидромонитор. Для направления потока на горизонте уступа устанавливают деревянные щиты высотой 0,6 м.

Длина забоя второго гидромонитора примерно в 2 раза меньше, чем первого, так как первый гидромонитор значительное время занят выгонкой породы к пульпоприемному приемку землесоса и мало работает на обрушении породного массива. Поэтому забой у борта разреза перемещается быстро. Второй гидромонитор передвигают вперед через 6—8 м, а первый — один раз на две-три передвижки второго. При таком порядке размыва забой перемещается по вееру, центром которого является приемок землесоса.

Для обрушения пород обычно подрезают уступ по его основанию на всю длину забоя каждого гидромонитора. Наряду с этим применяют размыв от вертикального вруба. При этой системе вскрыши расход воды невелик (поскольку большая часть породы размывается попутным забоем) и составляет, по данным Исковского прииска, 10—12 м³/м³. Объем переработки горной массы с одной стоянки гидроустановки при данной системе значительно больше, чем при рассмотренных выше системах.

§ 3. Правила безопасности при гидравлических работах

Высота уступа при гидромониторном размыве должна приниматься в зависимости от физико-механических свойств пород, конструкции гидромониторов и принятой организации размыва, но не должна превышать 10 м.

Все гидромониторы должны иметь ограничители случайных разворотов ствола, управление гидромониторами должно быть дистанционное.

Необходимость и сроки перевода гидромониторов на дистанционное управление устанавливаются по согласованию с местным Госгортехнадзором.

При гидромониторной разработке расстояние от гидромонитора и другого забойного оборудования (скрепер, бульдозер) до забоя должно составлять не менее 0,8 высоты уступа. Для глинистых, плотных и лёссовидных пород, способных к обрушению глыбами, это расстояние должно быть не менее 1,2 высоты уступа.

При применении гидромониторов с дистанционным управлением и размыве боковым забоем, при котором обрушение производится вне зоны расположения гидромонитора, эти расстояния по согласованию с Госгортехнадзором могут быть уменьшены.

Установки для гидромеханизации до пуска в эксплуатацию должны быть испытаны на давление, превышающее нормальное рабочее: для труб — на 30%, для насосов и землесосов — на 80%.

Перед началом работы гидромонитора из сферы действия его струи должны быть удалены все люди, а с места работы гидромонитора — лица, не имеющие отношения к работе.

От высоковольтной линии электропередач гидромонитор должен быть расположен на расстоянии не менее двукратной дальности полета струи. В отдельных случаях допускается работа гидромонитора на более близком расстоянии от высоковольтной линии при условии разработки и осуществления согласованных с Госгортехнадзором специальных мероприятий, обеспечивающих безопасность работ.

Во время пуска воды ствол гидромонитора должен быть направлен в забой. При вынужденной остановке гидромонитора, соединенного с водоподводящей линией, выходное отверстие его должно быть всегда направлено в безопасное для окружающих место.

Каждый гидромонитор должен иметь задвижку для отключения от питающего трубопровода. В случае применения гидромониторов с дистанционным управлением и задвижек с электроприводом управление гидромонитором и задвижкой должно осуществляться с одного пульта управления.

При работе гидромонитора в темное время суток должны быть освещены забой в сфере действия струи, рабочие площадки, путь к перекрывающей задвижке на трубопроводе и задвижка.

Проведение в забое вспомогательных работ (перестановка оборудования и др.) допускается только после тщательного осмотра забоя и ликвидации навесей.

Работы по передвижению гидромонитора, его ремонту, смене насадок, а также работы в сфере действия струи могут производиться только после закрытия задвижек на трубопроводе. Подтягивать болты в соединениях трубопроводов разрешается только в случае отсутствия в нем давления.

Запрещается работа гидромонитора во время грозы.

Зумпфы землесосов и гидроэлеваторов должны быть закрыты сверху решетками или досками, исключающими возможность падения людей в зумпф.

Допускается ограждение зумпфа с трех сторон отбойными щитами высотой не менее 1 м; в этом случае зумпф сверху не перекрывается.

Запрещается хождение по трубопроводам, не оборудованным трапами с перилами.

На землесосных установках пульповоды и водоводы должны разделяться обратными клапанами.

Раздел пятый
ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ

Глава I
ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОМЫВОЧНЫХ РАБОТ

§ 1. Разработка песков

Подготовленными к выемке запасами песков считают запасы предварительно вскрытого полигона, на котором проведены руслоотводная, водосборная (капитальная) и разрезные каналы, а также пройден котлован и смонтированы бункер-питатель или пульпоприемные устройства.

Пески разрабатываются летом путем снятия на большой площади талых пород тонкими слоями. Транспортирование песков к промывочным устройствам ведется веерными и параллельными заездами бульдозера или скрепера (рис. 79).

На производительность бульдозера и скрепера исключительно большое влияние оказывают порядок обработки и осушение полигона. Отработку площади, как правило, начинают на участках, наиболее удаленных от мест разгрузки, с наиболее низкой отметкой поверхности. Если в разных местах этой площади породы имеют различную плотность, то в первую очередь следует срезать плотные породы, свободно опуская отвал бульдозера. На участках с более мягкими породами резание следует производить при несколько поднятом зафиксированном отвале, предотвратить образование бугров и углублений, в которых могла бы задерживаться вода. Ровный профиль пути транспортирования пород позволяет повысить скорость движения бульдозера и значительно уменьшить потери песков при доставке к месту разгрузки. Выемку пород следует производить мелкими или глубокими резками.

Мелкие резки применяются в тех случаях, когда мощность талого слоя небольшая, величина среднесуточной оттайки минимальная, породы имеют повышенную влажность, пески трудно разрабатываемые и требуют предварительного рыхления.

Глубокие резки эффективны, когда на полигоне имеется достаточно мощный слой пород, пески 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 мерзлых песков. Выемку песков около загрузочного бункера промывочного прибора следует производить только после полной обработки остальной площади. В противном случае в углублении около бункера будет скапливаться вода, что резко ухудшает работу

бульдозера ввиду разжижения породы. Кроме того, разжиженные породы усложняют эксплуатацию ленточного конвейера промывочного прибора.

Практика работы показала, что наиболее целесообразно применять бульдозеры Д-494А при перемещении песков на расстояние $l=60 \div 80$ м; Д-575 при $l=80 \div 100$ м; Д-572 при $l=100 \div 120$ м и Д-9Ж при $l=120 \div 140$ м. На разработке россыпей бульдозерами нет необходимости в проведении каких-либо нарезных работ. В целях ускорения оттайки в начале весны и в конце сезона на разработке песков применяют рыхлители. Если в этот период неразрыхленные пески за сутки оттаивают на глубину 5—6 см, то массив

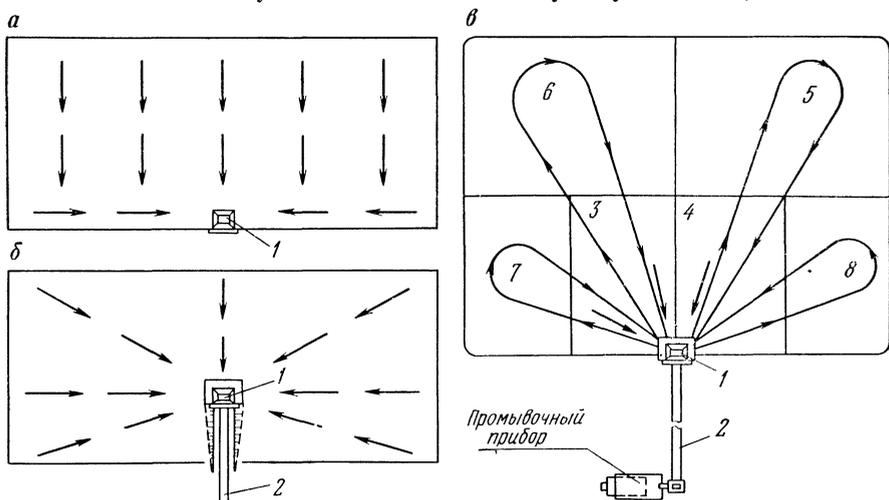


Рис. 79. Схема разработки песков бульдозерами и скреперами:

а — параллельная; б — веерная; в — веерно-кольцевая; 1 — бункер; 2 — конвейер; 3 и 4 — забой для работы бульдозера; 5, 6, 7 и 8 — забой для работы скрепера

песков, подвергшийся рыхлению, за это же время оттаивает на глубину до 12—15 см.

При определении приборного поля (размеров полигона) исходят из того, чтобы подготовленные запасы песков, по условиям оттаивания, обеспечивали бесперебойную работу промывочного прибора в течение 1,5—2 месяцев, так как проектом предусматривается одна, максимум две перестановки прибора в течение промывочного сезона (100—120 дней). Большое количество перестановок прибора значительно снижает его производительность в течение сезона, поскольку на перестановку его затрачивается от 6 до 10—12 дней.

Разработка валунистых песков. Отдельные месторождения Северо-Востока характеризуются повышенной мощностью пласта песков (3—6 м) и высоким содержанием валунов (30—40% объема). Эти россыпи имеют сложное строение плотика; по трещинам коренных пород, представленных песчано-глини-

стыми и глинистыми сланцами, наблюдается миграция золота промышленных концентраций на глубину до 1—3 м. Пески верхней части пласта представлены отложениями с включением валунов. Ниже следует зона приплотиковой части пласта, состоящая из верхней, наиболее разрушенной части коренных пород и переходящая к более трудно разрабатываемым породам плотика. Такое строение месторождений создает трудности при разработке. Если верхняя (валунистая) часть пласта в какой-то мере поддается срезанию отвалом бульдозера, то приплотиковые зоны трудно разрабатываются даже с применением мощных рыхлителей.

Для повышения эффективности разработки валунистых россыпей Билибинского ГОКа были проведены исследования. Валуны (в поперечнике 500—900 мм) дробили с помощью буровзрывных работ, что, однако, не уменьшало, а увеличивало число негабаритных кусков, в связи с чем крупные включения, попадая на конвейер, затрудняли его работу: их приходилось сталкивать вручную под эстакаду. Устранение негабаритных кусков таким образом приводило к потере вместе с ними мелкой фракции, обогащенной золотом, и к завалу металлических ферм (рис. 80). При этом производительность труда на промывке песков снизилась почти на 25%. Наиболее эффективной организацией разработки таких россыпей оказалось зимнее рыхление песков на всю мощность (3; 4,5 м) при помощи горизонтальных взрывных скважин длиной 10—20 м. Работы по рыхлению песков проводились следующим образом. На участке россыпи через 40—50 м друг от друга проводили подготовительные буровые траншеи, из которых станком ГБ-80 бурили горизонтальные скважины. Установлено, что взрывание в зажатой среде ухудшает качество дробления. Поэтому через 20—25 м по простиранию россыпи создавали компенсационные пространства у груди забоя шириной 5—8 м. При этом пески складировали бульдозером внутри разреза в плоские отвалы недалеко от загрузочных бункеров

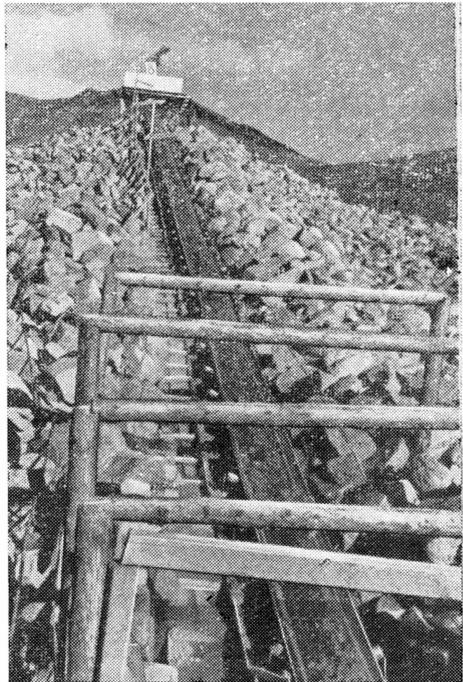


Рис. 80. Общий вид эстакады промывочного прибора при разработке валунистого участка россыпи

промывочных приборов (рис. 81). Кроме того, по одному из бортов полигона производили выемку (окучивание) песков под водосборную канаву. Удельный вес окучивания в общем объеме рыхления песков составил 30%.

Схема рыхления песков при помощи горизонтальных взрывных скважин

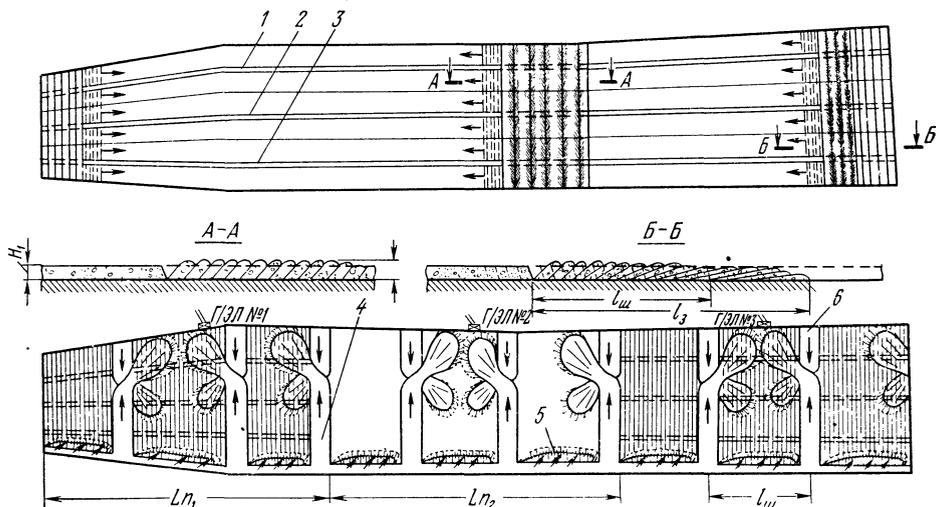


Схема разработки и промывки предварительно разрыхленных песков

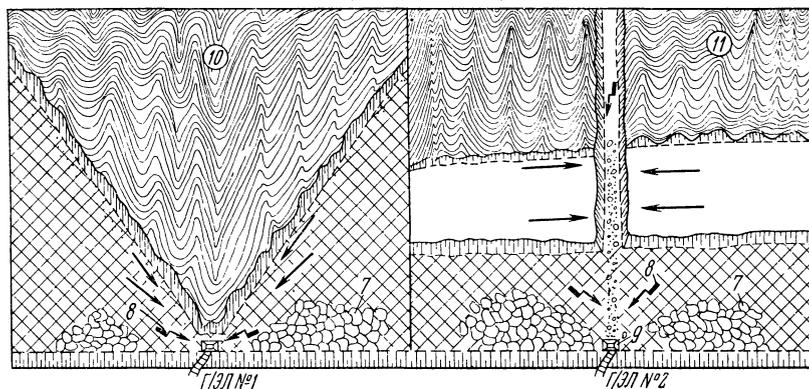


Рис. 81. Схема организации рыхления и промывки валунистых песков при отработке мощных пластов (3—4 м) за промывочный сезон:

1, 2, 3 — подготовительные буровые траншеи; 4 — водосборная разрезная канава; 5 — окученные пески из компенсационных пространств; 6 — компенсационное пространство (25—30 м); 7 — обмытые валуны на активированной площади полигона; 8 — гидромониторы; 9 — загрузочные бункера гидроэлеватора; 10 — система радиального подвигания забоя с бульдозерной транспортировкой песков; 11 — система параллельного подвигания забоя с бульдозерно-гидромониторной транспортировкой песков

Пески на полигоне в летний период разрабатывали бульдозерами послойно с использованием естественного оттаивания. Нали-

чие крупных включений (валунов) почти не влияло на производительность бульдозеров, так как валуны не сцементированы льдом с остальной горной массой. Подачу песков к промывочным приборам производили бульдозерами путем параллельного или радиального подвигания забоя в сочетании с гидромониторами (см. рис. 81). Здесь у загрузочного бункера гидроэлеватора (внутри разреза) очищали площадку до полной активировки. Пески бульдозером доставляли к бункеру элеватора. Затем гидромонитором производили разжижение и обмыв валунов. Включения размером свыше 100 мм периодически убирала от бункера бульдозером, оборудованным отвалом гребенчатой формы, на активированную площадку, что исключало потери золота вместе с валунами. Кроме того, отпала необходимость в транспортировке валунов за пределы разреза. Производительность бульдозеров и промывочных приборов при такой технологии разработки и промывки песков увеличилась в 2,5—4 раза.

Установлено, что применение на рыхлении песков горизонтальных скважин (по сравнению с вертикальными) позволяет на 40% уменьшить трудовые затраты на 1000 м³ рыхления, почти на 50% сократить расход ВВ и на 36% увеличить выход горной массы с 1 м бурения. В результате повышения производительности промприборов, сокращения трудовых затрат по уборке негабарита и снижения потерь золота затраты по буро-взрывному рыхлению полностью окупаются, что позволяет разрабатывать мощные пласты золотоносных песков, которые обычным способом отработать за один сезон без потерь невозможно. Это дает основание считать, что на полигонах, где необходимо обрабатывать за сезон пласт валунистых песков мощностью свыше 2 м, рационально применять буро-взрывное рыхление пород. Участки россыпей с различной мощностью пласта песков и глубокой миграцией золота в плотик следует также разрабатывать с буро-взрывным рыхлением. Пески в том и другом случае следует рыхлить при помощи горизонтальных взрывных скважин диаметром 80—120 мм, длиной 5—20 м (параметры БВР — см. рис. 13).

Зачистка коренных пород. Отработанная площадь россыпного месторождения, как правило, активируется. В акте отмечается, что на данном полигоне, отработанном открытым способом, все пески в объеме, предусмотренном проектом, добыты, верхняя часть плотика разработана на 10 см (может быть и более), по геологическому опробованию металла или полезного ископаемого в плотике не обнаружено. Комиссия, принимая площадь, тщательно осматривает коренные породы полигона и проверяет документы опробования плотика, произведенного геологоразведочной службой, которые прикладываются к акту.

Коренные породы, подстилающие россыпи, в большинстве случаев отличаются неровной поверхностью; сланцы местами имеют угол падения 60—70%; поверхность сланцев с большим количеством трещин; во многих местах сланцы разрушены и образуют

своеобразную гребенку с углублениями 10—15 см. Все трещины и углубления заполнены рыхлыми отложениями, а так как рыхлые отложения, находящиеся ближе к плотнику, обычно имеют большое содержание полезного ископаемого, непосредственному осмотру и опробованию должно быть уделено особое внимание.

§ 2. Промывка песков

Развитие и совершенствование средств промывки песков при раздельной разработке россыпей на приисках Северо-Востока происходило следующим образом.

До середины 40-х годов основным промывочным прибором был разносный шлюз длиной 25—30 м, работавший на неклассифицированном материале. С внедрением в 1945—1946 гг. бульдозеров на разработке песков возникла потребность значительного увеличения производительности промывочных приборов, в связи с чем началось широкое внедрение скрубберных приборов, осуществляющих одновременно дезинтеграцию и классификацию песков. Это позволило повысить степень извлечения металла и производительность приборов, сократить обслуживающий персонал и расход воды. К концу 40-х годов основным типом прибора стал стационарный скрубберно-шлюзовой прибор на деревянных эстакадах с конвейерной подачей песков. Полный переход на разработку песков бульдозерами резко сократил время обработки промышленных полигонов, увеличил интенсивность эксплуатационных работ и их перемещение по месторождениям [5].

В 50-е годы были созданы и внедрены в производство переставные цельнометаллические приборы. К концу 50-х годов переход приисков Северо-Востока на цельнометаллические переставные скрубберные промывочные приборы с конвейерной подачей песков был практически завершен. Это был первый важный этап технического прогресса на промывке песков.

В 1959—1960 гг. был разработан и внедрен на прииске «Ширийский» новый в условиях бульдозерной разработки россыпей Северо-Востока тип промывочного устройства — гидроэлеваторный.

Благодаря простоте и безотказности гидроэлеваторные промывочные приборы быстро завоевали популярность, и уже в 1963 г. на них было промыто около 30% от общего объема, в 1964 — 38%; в 1965 — 50%, в 1970 — 70%. Внедрение гидроэлеваторных промывочных приборов явилось вторым важным этапом технического прогресса на промывке песков.

Отличие гидроэлеваторного прибора со шлюзом глубокого наполнения от конвейерно-скрубберного заключается не только в способе подъема песков на обогатительное устройство (ленточный конвейер или гидроэлеватор) но, что весьма важно, в технологической схеме обогащения песков: в конвейерном приборе — дезинтеграция и классификация песков в скруббере, раздельная промывка по классам крупности на шлюзах с малым накоплением,

Техническая характеристика металлических разборно-переносных приборов

Показатели	Тип промывочного прибора					
	МПП-1	МПД-3	МПД-4	МПД-5	ПКС-1-700	ПКС-1200
Производительность, м ³ /ч	до 20	до 40	до 30	до 40	до 35	до 70
Расход воды, л/с	50—80	120	80	80—130	120	120
Тип бункера	ББК-III-800	Питатель	ББК-III-800	ББК-II	ББК-III-800	ББК-II-M
Ширина ленты, м	0,70	0,75	0,70	0,70	0,80	0,80
Длина, м	50	85	70	82	70	108
Тип скруббера	ДС-48	ДС-53	ДС-53	ДС-55	АСК-700	АСК-1200
Размер перфорации, мм	20—30	10, 20, 50	20	15, 50	20, 50	20, 125
Эфельные подшлюзки, шт.	2	2	2	2	2	4
Рабочая длина секции, м	12,4	13,7	12,4	12,0	11,2	9,6
С а м о р о д к о у л а в л и в а ю щ и е ш л ю з ы						
Ширина секции, м	0,6	0,52, 0,35	0,6	0,72	0,45	0,80
Рабочая длина секции, м	2,7	13,7	2,7	12,0	11,2	1,8
Тип галечного стаккера	СОЗ-II	—	СПЗ-IV-600	СОЗ-III-600	СПЗ-I-650	СПЗ-800
Ширина ленты, м	0,60	0,60	0,60	0,60	0,65	0,80
Установленная мощность, кВт	37	57	48	62	70	113
Общая масса прибора, м	31,5	46,0	35	43,4	43,5	69,5

раздельная уборка хвостов (галька — стакером, эфеля — вразнос), в гидроэлеваторном приборе — дезинтеграция в гидроэлеваторе, пульповоде и на шлюзах, промывка неклассифицированного материала на шлюзе с глубоким наполнением, разносная уборка хвостов без разделения по крупности.

В настоящее время на приисках Северо-Востока применяются промывочные приборы, характеристика которых приведена в табл. 84 и 85. Выполненный комплекс исследований ВНИИ-1 (Мацуев Л. П., Бажбеук-Меликов Н. К., Галкин Г. С., Краснов П. А., Кокташев А. Е., Егунов П. Е.) позволил установить эффективные области применения различных промывочных приборов на разработке вечномерзлых россыпей в условиях присков объединений «Северовостокзолото» и «Якутзолото» [42].

Таблица 85

Техническая характеристика гидроэлеваторных приборов

Показатели	Тип прибора			
	ПГШ-III-30	ПГШ-II-50	ПГШ-II-75	ПГБ-1000
Производительность, м ³ /ч	30	50	75	70
Расход воды, л/с	140	240—300	330	300
Тип гидроэлеваторной установки	УГЭ-II-250	УГЭ-II-350	УГЭ-II-400	УГЭ-II-350
Размер перфорации решетки, мм	110	130	150	130
Тип гидровашерда	ВГ-I-800	ВГ-II-1200	ВГ-II-1200	ВГ-II-1200
Размер перфорации, мм	70—40	120—40	120—40	120—40
Гидроэлеватор с пульповодом				
Давление на насадке, м вод. ст.	56—65	56—64	56—72	56—64
Высота подъема пульпы, м	до 16,5	до 17	до 16,3	до 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
Тип шлюза глубокого наполнения	ШГ-I-720	ШГ-III-700	ШГ-III-1250	—
Ширина шлюза, м	0,72	1,0	1,25	1,0
Длина шлюза, м	26,3	26,8	26,8	6,0
Высота шлюза, м	0,5	0,5	0,5	0,5
Установленная мощность, кВт	12,6	18,9	20,2	42,3
Общая масса с трубопроводами, т	12,6	18,9	20,2	42,3

В основу определения области применения промывочных приборов положены следующие факторы: гранулометрическая характеристика золота; условия разработки полигона (мощность пласта песков, размеры полигона, производительность промывочного прибора); характер песков; стоимость прибора; механосборочные качества прибора; способ складирования хвостов; затраты энергии и труда на эксплуатацию.

Промывочные приборы имеют стандартные технологические схемы, отличающиеся степенью развития грохочения и количеством приемов концентрации. В связи с этим в зависимости от гранулометрической характеристики золота на разных приборах получается разное извлечение (табл. 86).

Т а б л и ц а 86

Возможные потери золота на промывочных приборах различного типа, %

Характеристика золота	Промывочный прибор		
	скрубберный с головным шлюзом и конвейерной подачей песков (МПД)	бесскрубберный с гидроэлеваторной подачей песков (ПГШ)	скрубберный с гидроэлеваторной подачей песков (ПГБ)
Крупное (<50% минус 1,2 мм) . .	5,0—5,5	7,5	6,3
Среднее (<20% минус 0,5 мм и >50% минус 1,2 мм)	4—4,5	11	7,5
Мелкое (>50% минус 1,2 мм и >20% минус 0,5 мм)	5—7	до 20	до 13

Абсолютное количество, а также стоимость теряемого золота зависят от содержания его в исходных песках. При разной стоимости промывки песков ущерб от повышения стоимости теряемого золота на промывочных приборах с упрощенной технологической схемой может перекрываться экономией на себестоимости разработки и промывки.

Себестоимость промывки определяется показателями, зависящими от типа промывочных приборов и горно-эксплуатационных условий разработки. Затраты, связанные с разработкой и промывкой горной массы, определяются размерами полигона, мощностью промываемого слоя, глубиной разработки песков.

Влияние размеров полигонов противоречиво. С одной стороны, с увеличением площади полигона возрастает объем оттаивания за сутки горной массы и промывки ее на приборостоянке, с другой — увеличивается расстояние доставки песков к промывочному прибору, что снижает выработку бульдозеров и повышает себестоимость работ.

С увеличением мощности слоя породы, промываемого на промывочном приборе, увеличивается объем промывки с одной стоянки, что приводит к снижению затрат на 1 м³, на монтаж и демонтаж, текущий ремонт и доли амортизационных отчислений. Это

обстоятельство позволяет в ряде случаев одновременно с песками промывать и часть торфов с более низким содержанием.

На рис. 82 приведен график, показывающий зависимость себестоимости разработки и промывки 1 м³ горной массы на различных промывочных приборах от мощности промываемого слоя и ширины полигонов при оптимальной длине. Зная себестоимость разработки и промывки 1 м³ горной массы различными приборами и величину

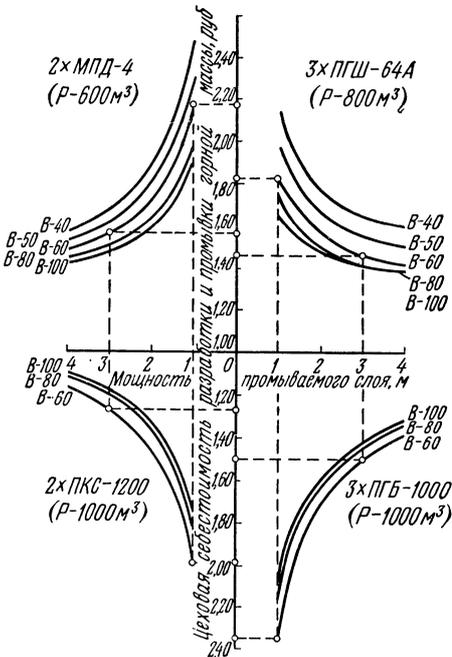


Рис. 82. Изменение цеховой себестоимости разработки и промывки 1 м³ горной массы приборами МПД-4; ПГШ-64А (ПГШ-П-50); ПГБ-1000 и ПКС-1200 в зависимости от ширины полигона и мощности промываемого слоя пород

области экономичного применения ПГШ-64А при обогащении крупного и среднего (двойная штриховка) золота.

В расчетах стоимость 1 г золота условно принята равной 1 руб. При определении содержания золота для конкретных условий необходимо содержание его, приведенное на графиках, делить на фактическую стоимость, выраженную в рублях.

На основании приведенных данных о величине абсолютных и относительных потерь металла приборами, стоимостных показателей по переработке 1 м³ горной массы и минимальной себестоимости отработки 1 м² площади полигонов, а также изложенной методики оценки экономичности приведены рекомендуемые области

превышения потерь (см. табл. 89), среднее содержание и стоимость, определяют экономичность применения приборов при различных горно-геологических условиях.

За основу критерия экономичности принимается разность между удешевлением разработки и промывки 1 м³ горной массы одним прибором относительно другого и стоимостью металла, теряемого в результате разной степени извлечения.

Величина абсолютного превышения потерь между приборами зависит от крупности металла и его среднего содержания в обогащаемой горной массе. Эта величина возрастает с увеличением среднего содержания и уменьшением крупности металла.

На рис. 83 представлены графики, характеризующие области применения приборов МПД-4, ПГШ-64А и ПКС-1200. Заштрихованные на графике участки свидетельствуют об

применения различных приборов в зависимости от их суточной производительности, числа бульдозеров на разработке, ширины и оптимальной длины полигонов, валунистости и льдистости горной массы, глубины отработки полигонов и оптимальной мощности промываемого слоя горной массы и крупности золота (табл. 87).

Каждой глубине отработки соответствуют оптимальные мощности промываемого слоя горной массы, обеспечивающие минимальные суммарные затраты на отработку полигонов и, как следствие, минимальные средние содержания металла в горной массе. Так, глубине отработки 1 м соответствует оптимальная мощность промываемого слоя 0,7—1 м; 5 м — 1—1,5 м; 6 м — 1,5—2 м; 7 м — 2—3 м.

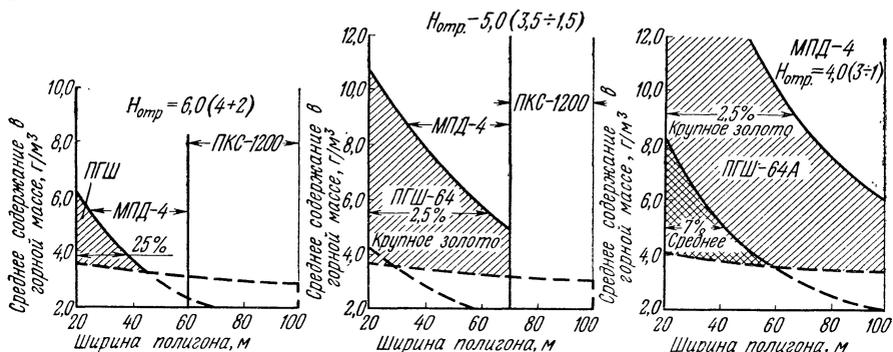


Рис. 83. Области применения приборов в зависимости от ширины полигонов, глубины отработки, мощности промываемого слоя, среднего содержания потерь

Уменьшение мощности промываемого слоя приведет к удорожанию отработки полигонов, в особенности при промывке горной массы дорогостоящими приборами ПКС-1200 и ПГС-1000.

§ 3. Планирование зимней вскрыши торфов

На приисках Северо-Востока вскрышные и добычные работы открытым способом ведутся в летний период продолжительностью 120—170 дней. Такая организация работ осложняет равномерную загрузку землеройных машин и технологического оборудования, вызывает увеличение списочного состава рабочих и снижает эффективное их использование. Это особенно выявляется на приисках, разрабатывающих россыпные месторождения открытым способом при небольшом удельном весе объема подземной добычи песков.

Концентрация выполнения открытых горных работ в летние месяцы объясняется высокой производительностью бульдозеров на разработке мерзлых пород с использованием их естественного оттаивания и более чем в три раза меньшей себестоимостью вскрышных работ по сравнению с зимней вскрышей, при которой необходимо предварительное оттаивание или буро-взрывное рыхление

Рекомендуемые промывочные устройства в зависимости от условий разработки и характера горной массы

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	—	До 3	20—100	260—350	ПГШ-64А
			Более 1,5	Более 60	Не менее 170	ПГБ-1000
Повышенное количество валунов в песках (10%)	—	—	—	Не менее	40 тыс. м ³	ПКС-1200
Недоработки прошлых лет	—	—	—	—	—	ПГШ-64А и ПГБ-1000
Отвалы прошлых лет	—	—	—	Не менее	30 тыс. м ³	ПГБ-1000
Пески подземной добычи	—	—	—	—	—	МПД-4, МПД-4м, ПКС-700, МПП-1 При наличии валунов ПКС-1200

Труднопромы-
вистые пески

—

—

Легкопромыви-
стые и средне-
промывистые
пески открытой
добычи

Льда не бо-
лее 30

Крупное

Среднее

Мелкое

Крупное

Льда более
30, илистых
фракций 15—
20

Среднее

Мелкое

—	—	—	Специально раз- рабатывается для каждого случая
От 1 до 2	20—100	260—350	ПГШ-64А
До 3	20—60	310—350	ПГШ-64А
Более 1,5	Не менее 60	Не менее 200	ПКС-1200
До 1,5	20—60	310—350	ПГШ-64А
Более 1,5	20—60	245—300	МПД-4, МПП-1, МПД-4м, ПКС-700
Более 1,5	Более 60	Не менее 220	ПКС-1200
До 1,5	20—100	200—300	МПД-4, МПД-4м, МПП-1, ПКС-700
Более 1,5	Не менее 60	Не менее 200	ПКС-1200
От 1 до 3	20—100	260—350	ПГШ-64А
Более 1,5	Более 60	Не менее 170	ПГБ-1000
От 1 до 3	20—60	310—350	ПГШ-64А
Более 1,5	Более 60	Не менее 170	ПГБ-1000
От 1 до 3	20—60	310—350	ПГШ-64А
Более 1,5	Более 60	Не менее 170	ПГБ-1000

мерзлых пород. При списании непосредственных расходов по вскрышным работам на продукцию происходит ее удорожание. Поэтому при составлении проектов горно-эксплуатационных работ стремятся максимально сократить объем зимней вскрыши торфов. Однако наряду с удорожающими факторами выполнение зимней вскрыши с предварительной подготовкой пород к выемке позволяет:

повысить коэффициент использования буровой техники и парка землеройных машин, увеличить годовой объем выработки на единицу оборудования, сократить число бульдозеров в одновременной работе и расходы на амортизацию;

улучшить использование квалифицированных рабочих, связанных с работой и обслуживанием землеройных машин в течение года, и снизить расходы на доплату незанятым или частично занятым зимой бульдозеристов на нижеоплачиваемых работах;

уменьшить число квалифицированных рабочих для обслуживания и ремонта бульдозеров и сократить списочный состав в целом по предприятию. Это позволит снизить расходы, связанные с завозом рабочих из других областей, обеспечением их вместе с семьями жильем, культурно-бытовыми и коммунальными услугами, продовольственными и промышленными товарами;

увеличить уровень подготовки песков открытой добычи к началу промывочного сезона и обеспечить ритмичную работу предприятия;

повысить фондоотдачу оборудования и эффективность капиталовложений.

При планировании зимней вскрыши торфов необходимо учитывать не только прямые расходы на выполнение вскрышных работ, но и влияние этих работ на цеховые и общезаводские расходы. Перечисленные выше факторы позволяют считать, что зимняя вскрыша торфов эффективна в тех пределах, когда перерасход средств на ее выполнение зимой по сравнению с летней вскрышей будет меньше или равен экономии средств, полученной в результате повышения коэффициента использования бульдозеров и сокращения расходов на приобретение и эксплуатацию излишнего оборудования, уменьшения затрат по завозу рабочих и обеспечению их семей всем необходимым, а также сокращения цеховых, общезаводских и других расходов, связанных с сезонным характером производства горных работ [61, 73].

Это положение может быть выражено следующей зависимостью:

$$V_{\text{доп}} V_{\text{пл}} (c_{\text{зим}} - c_{\text{лет}})^{\mu_2} \leq n_6 S_3 + m_6 \cdot c S_4 + m_{\text{ж}} (S_5 + S_6 + S_7 + S_8) + m_3 K_{\text{дн}} S_9 + S_{10}, \quad (133)$$

откуда допустимый объем зимней вскрыши торфов определится по формуле

$$V_{\text{доп}} = \frac{n_6 + S_3 + m_6 \cdot c S_4 + m_{\text{ж}} (S_5 + S_6 + S_7 + S_8) + m_3 K_{\text{дн}} S_9 S_{10}}{V_{\text{пл}} (c_{\text{зим}} - c_{\text{лет}})^{\mu_2}}, \quad (134)$$

где $V_{\text{доп}}$ — экономически допустимый объем зимней вскрыши торфов, %;

n_6 — число бульдозеров, высвобожденных в результате увеличения продолжительности сезона открытых работ и повышения коэффициента использования парка машин;

$m_{6.с}$ — число бульдозеристов и слесарей, обслуживающих высвобождающиеся машины; чел.,

$$m_{6.с} = 4,5n_6k_y, \quad (135)$$

где 4,5 — штат обслуживающих бульдозер в сутки при трехсменной работе;

k_y — коэффициент увеличения списочного состава рабочих, на открытых горных работах принимается равным 1,20;

S_3 — годовая стоимость высвобожденного бульдозера, руб.;

S_4 — плановая стоимость завоза одного рабочего (принимается по отчетным для приисков Чукотки — 400 руб., для центральных районов Магаданской области — 300 руб.), руб.;

$m_{ж}$ — число жителей, связанных с обслуживанием высвобожденных бульдозеров;

$$m_{ж} = 0,5m_{6.с}k_c, \quad (136)$$

где k_c — коэффициент семейности, принимается равным 2,5;

S_5 — годовые затраты на жилищное строительство, необходимое по норме на одного жителя в районах Магаданской области (центральные районы — 320, арктические — 363), руб.;

S_6 — годовые затраты, требующиеся на строительство культурно-просветительных и социально-бытовых зданий, необходимых по норме для одного жителя (центральные районы — 82, арктические — 109,5), руб.;

S_7 — годовые затраты на завоз продовольственных и промышленных товаров, необходимых по норме на одного жителя (центральные районы — 66, арктические — 85), руб.;

S_8 — годовые расходы на одного жителя по коммунальному обслуживанию — дотация ЖКХ (центральные районы — 155, арктические — 200), руб.;

m_3 — число бульдозеристов и слесарей, не загруженных работой в зимнее время;

$$m_3 = \left[\frac{(V_o : Y_1) - (V_{п.} : Y_2)}{V_o : Y_1} \right] m_{6.с}, \quad (137)$$

где V_o — объем песков открытой добычи, м³;

$V_{п.}$ — объем песков подземной добычи, м³;

Y_1 — выработка одного рабочего за зимний период, приведенная к трудоемкости открытой добычи (табл. 88), м³;

Y_2 — выработка одного рабочего за зимний период, приведенная к трудоемкости подземной добычи песков (табл. 88), м³;

**Годовая выработка одного рабочего на горных работах приисков
Магаданской области, м³**

Показатели	Центральные районы		Арктические районы	
	Вид горных работ			
	открытые	подземные	открытые	подземные
Производительность труда рабочего, м ³ /чел-день:				
на открытых работах (приведенная к добыче открытых песков)	23,0	—	19,0	—
на подземных работах	—	4,5	—	5,4
Число дней в году	365	365	365	365
Еженедельные дни отдыха	50	50	50	50
Праздничные дни	8	8	8	8
Отпуск по общему законодательству	12	12	12	12
Отпуск за вредные условия труда	6	24	6	24
Отпуск за работу на Крайнем Севере	18	18	18	18
Болезнь и исполнение гособязанностей	8	8	8	8
Итого нерабочих дней	102	120	102	120
Число рабочих дней в году	263	245	263	245
в том числе:				
в зимний период	—	119	—	144
в летний период	130	—	110	—
Годовая выработка одного горнорабочего, м ³		3646		2940
в том числе:				
в летний период		546		850
в зимний период		3100		2090

$K_{дн}$ — число дней зимнего периода, когда рабочие не полностью загружены (табл. 88);

S_9 — среднегодовая заработная плата с начислениями бульдозериста и слесаря, руб.;

S_{10} — экономия средств за счет повышения эффективности использования землеройных машин и оборудования (берется в пересчете на единицу продукции по отчетным данным), руб.;

$c_{зим}$ — себестоимость 1 м³ зимней вскрыши торфов, руб.;

$c_{лет}$ — себестоимость 1 м³ летней вскрыши торфов, руб.;

$V_{пл}$ — планируемый объем вскрыши для годового плана золота или оловодобычи, м³;

μ_2 — коэффициент снижения себестоимости вскрыши за счет сокращения постоянных расходов и затрат на текущие и капитальные ремонты (при увеличении подготовки песков открытой добычи на 1,5% значение коэффициента равно 0,96; 2,5% — 0,92; 3,5% — 0,90; 5,5% — 0,88; 7,0% — 0,86).

Список литературы

1. Арсеньев А. И. Разработка месторождений тракторно-скреперными агрегатами. М., Металлургиздат, 1955.
2. Азаркович А. С., Давыдов С. А. Основные положения для проектирования взрывных работ методом скважинных зарядов. Сб. «Взрывное дело», № 47/4. М., Госгортехиздат, 1961.
3. Арм Я. М., Галкин Г. С. Разработка россыпных месторождений открытым способом. Тр. ВНИИ-1, т. XXIII, Магадан, 1964.
4. Балобаев В. Т. Протавнение мерзлых пород при взаимодействии с атмосферой. Сб. «Тепло- и массообмен в мерзлых толщах земной коры». Изд. АН СССР, М., 1963.
5. Богданов Е. И. Вопросы технического прогресса на промывке песков россыпных месторождений Северо-Востока СССР. Магаданское книжное изд-во, 1967.
6. Веселов В. В. Оттайка экскаваторных полигонов дождеванием и гидронами. Тр. ВНИИ-1, т. XIII, Магадан, 1959.
7. Ветров Ю. А. Исследования по резанию вскрышных пород. Автореферат докторской диссертации, АН УССР, Киев, 1963.
8. Временная инструкция по применению тепловой мелиорации при разработке россыпей. Тр. ВНИИ-1, Мерзлотоведение. Магадан, 1959.
9. Временная инструкция по солнечной оттайке грунтов. Тр. ВНИИ-1, Мерзлотоведение. Магадан, 1967.
10. Временная инструкция по фильтрационно-дренажной оттайке вечномерзлых грунтов при разработке россыпей. Тр. ВНИИ-1, Мерзлотоведение. Магадан, 1959.
11. Гомерштадт Л. И., Сулин Г. А. Разработка узких россыпей долин каньонобразного типа в Заполярье. «Колыма», 1964, № 8.
12. Галкин Г. С. Определение оптимальных размеров приборных полей. Тр. ВНИИ-1, вып. Горное дело. Магадан, 1960.
13. Гопанчук В. Н. Вскрыша на полигонах с большой мощностью торфов с применением забойных транспортеров и СПЗ-700, ОТИ объединения «Северовостокзолото». Магадан, 1969.
14. Гольдтман В. Г., Знаменский В. В., Чистопольский С. Д. Гидравлическое оттаивание мерзлых горных пород. Тр. ВНИИ-1, т. XXX. Магадан, 1970.
15. Гольдтман В. Г., Сезоненко Е. В. Температура и мощность многолетнемерзлой толщи литосферы в горных районах Северо-Востока. Тр. ВНИИ-1, т. XIX. Магадан, 1961.
16. Гаврилов В. Г. Вскрыша торфов траншеями с использованием тепловой мелиорации. «Колыма», 1961, № 5.
17. Домбровский Н. Г. Экскаваторы. М., «Машиностроение», 1969.
18. Драгомирецкий Б. Б. Технико-экономическая оценка способов разработки россыпных месторождений. «Колыма», 1969, № 9.

19. Егупов А. А. Совершенствование взрывных работ при зимней вскрыше торфов. Материалы семинара ОТИ объединения «Северовостокзолото». Магадан, 1969.
20. Емельянов В. И., Миллер О. А. Выбор параметров полигона в зависимости от средней величины расстояния транспортировки песков к бункеру. «Колыма», 1969, № 7.
21. Емельянов В. И. Вскрыша торфов через промывочные устройства. «Колыма», 1969, № 4.
22. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. М., «Недра», 1969.
23. Егурнов Г. П., Рейш А. Н. Одноковшовые экскаваторы. М., «Недра», 1969.
24. Зеленин А. Н. Физические основы теории резания грунтов. М., изд. АН СССР, 1950.
25. Знаменский В. В. Расчет теплообмена при фильтрационно-дренажном оттаивании мерзлых пород. Тр. ВНИИ-1, т. XXIX. Магадан, 1969.
26. Иванов Н. С., Гаврильев Р. И. Теплофизические свойства мерзлых пород. М., «Наука», 1965.
27. Инструктивные указания по игловой гидрооттайке мерзлых грунтов. Тр. ВНИИ-1, Мерзлотоведение. Магадан, 1962.
28. Коробейников П. Г. Вскрышные работы колесными скреперами. М., «Недра», 1969.
29. Клименко М. И., Сулин Г. А. Разработка россыпных месторождений бульдозерами. Магаданское книжное изд-во, 1967.
30. Кох П. И. Экскаваторы. М., Машгиз, 1957.
31. Кацман Ю. Е. Методика оценки вариантов технологии вскрыши. «Колыма», 1968, № 3.
32. Калабин А. И. Вечная мерзлота и гидрогеология Северо-Востока СССР. Тр. ВНИИ-1, т. XVIII. Магадан, 1960.
33. Лешков В. Г. Справочник дражника. М., «Недра», 1968.
34. Лезгинцев Г. М. Гидромеханизация разработки и методы расчетов. М., «Наука», 1968.
35. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1968.
36. Мельников Н. В. Развитие горной науки в области открытой разработки месторождений в СССР. М., Госгортехнадзор, 1961.
37. Мануйлов П. И., Галкин Г. С. Вскрыша торфов землеройными машинами на приисках Северо-Востока. Тр. ВНИИ-1, т. XI. Магадан, 1968.
38. Максимова Н. В. Определение области эффективного использования бульдозеров в комплексе со стаккером СПЗ-700 на вскрыше вечномерзлых торфов. «Колыма», 1970, № 8.
39. Максимова Н. В. Определение параметров выемочного блока на вскрыше торфов бульдозерами в комплексе со стаккером. «Колыма», 1970, № 7.
40. Максимова Н. В. Вскрыша торфов большой мощности бульдозерами с применением стаккера СПЗ-700 (800). «Колыма», 1969, № 3.
41. Максимова Н. В. Вскрыша торфов бульдозерами с транспортной кой их в отвал гидрозелеваторным прибором. «Колыма», 1969, № 6.
42. Мацуев Л. П., Галкин Г. С. и др. Области применения промывочных приборов различных конструкций. Тр. ВНИИ-1, вып. Горное дело. Магадан, 1969.
43. Мусабеков Р. Т. Применение мощных бульдозеров и рыхлителей на разработке вечномерзлых россыпей. Тр. ВНИИ-1, т. XXXII. Магадан, 1971.
44. Нетесов П. К. Траншейный способ вскрыши торфов зимой с применением ВВ. «Колыма», 1960, № 5.
45. Наточинский В. И. Усовершенствование методики расчета размеров отвалов при вскрыше торфов с размещением их на борта россыпи. «Колыма», 1967, № 4.
46. Перльштейн Г. З. Расчет инфильтрации и хода оттаивания крупнозернистых грунтов при дождевании. «Колыма», 1968, № 1.

47. Потемкин С. В. Разработка вечномерзлых россыпей. М., «Недра», 1969.
48. Потемкин С. В. О некоторых вопросах годового планирования горных работ на приисках. Тр. ВНИИ-1. Магадан, 1969.
49. Севров К. П., Лозовой Д. А. и др. Дорожностроительные машины. М., «Машиностроение», 1965.
50. Сулин Г. А., Прошунин М. Ф. О расширении области применения драглайнов на приисках Магаданской области. «Кольма», 1970, № 9.
51. Сулин Г. А. Разработка мерзлых россыпей Заполярья. «Кольма», 1963, № 6.
52. Сулин Г. А. Опыт работы скреперов в условиях Заполярья. «Кольма», 1963, № 7.
53. Сулин Г. А., Федоров В. А. К вопросу об организации вскрышных работ на приисках Заполярья. «Кольма», 1972, № 2.
54. Сулин Г. А., Меньшиков Б. В. Результаты промышленных испытаний бульдозеров северной модификации. «Кольма», 1965, № 3.
55. Сулин Г. А. Опыт применения прицепных рыхлителей на разработке россыпей Чукотки. «Кольма», 1966, № 6.
56. Сулин Г. А., Петров К. В. Параметры буровзрывных работ при разработке вечномерзлых россыпей. «Кольма», 1966, № 11.
57. Сулин Г. А. Пособие бульдозеристу по эксплуатации машин и разработке вечномерзлых россыпей. Магаданское книжное изд-во, 1965.
58. Сулин Г. А. Исследования работы рыхлителей при разработке россыпных месторождений бульдозерами. Тр. ВНИИ-1, т. XXIV. Магадан, 1967.
59. Сулин Г. А., Прошунин М. Ф., Шаповалов С. И. Исследование работы бульдозеров на приисках Северо-Востока. «Кольма», 1969, № 4.
60. Сулин Г. А., Шаповалов С. И. Применение рыхлителей на разработке пород вскрыши в осенне-зимний период. «Кольма», 1969, № 6.
61. Сулин Г. А. Состояние и основные направления усовершенствования бульдозерной, скреперной и экскаваторной разработки россыпей с целью повышения их экономической эффективности. ОТИ объединения «Северовостокзолото». Магадан, 1969.
62. Сулин Г. А. Повышение эффективности использования землеройных машин в Чукотском национальном округе, Тр. ВНИИ-1, Сб. рефератов, Магадан, 1964.
63. Сулин Г. А. К вопросу о расширении области применения скреперного способа разработки россыпей на приисках Северо-Востока. «Кольма», 1969, № 12.
64. Сулин Г. А. Сравнительная оценка бульдозерной выемки пород с рыхлением и естественной оттайкой. Тр. ВНИИ-1, Сб. рефератов. Магадан, 1966.
65. Сулин Г. А. Изучение особенностей эксплуатации землеройных машин в климатических условиях Северо-Востока. Тр. ВНИИ-1, Сб. рефератов. Магадан, 1968.
66. Сулин Г. А. Параметры буровзрывных работ при открытой разработке мерзлых россыпей шпуровым методом. Тр. ВНИИ-1, вып. Горное дело. Магадан, 1967.
67. Сулин Г. А. Параметры буровзрывных работ на рыхлении мерзлых пород при помощи вертикальных взрывных скважин. Тр. ВНИИ-1, вып. Горное дело. Магадан, 1967.
68. Сулин Г. А. Параметры буровзрывных работ на рыхлении мерзлых пород при помощи горизонтальных взрывных скважин. Тр. ВНИИ-1, вып. Горное дело. Магадан, 1967.
69. Сулин Г. А. Рыхление пород рыхлителями при разработке россыпей бульдозерами. Тр. ВНИИ-1, вып. Горное дело. Магадан, 1968.
70. Сулин Г. А. Рыхление пород с помощью горизонтальных взрывных скважин, ОТИ объединения «Северовостокзолото». Магадан, 1968.
71. Сулин Г. А. Опыт рыхления пород рыхлителями при разработке россыпей бульдозерами. ОТИ объединения «Северовостокзолото». Магадан, 1968.
72. Сулин Г. А. Опыт применения навесных рыхлителей на приисках. ОТИ объединения «Северовостокзолото». Магадан, 1969.

73. Сулин Г. А. Сравнительная оценка бульдозерной выемки пород с рыхлением и естественным оттаиванием в условиях Чукотских россыпей. Автореферат на соискание ученой степени канд. техн. наук. Изд. МГРИ, М., 1966.
74. Укрупненные нормы трудовых затрат на ремонт землеройной техники, горного и энергетического оборудования. НИБ объединения «Северовосток-золото». Магадан, 1971.
75. Фадеев А. С. и др. Исследование работы землеройных машин. Изд. АН УССР, Киев, 1956.
76. Фридман Б. Э. Разработка россыпных месторождений гидромеханизацией. М., Металлургиздат, 1957.
77. Фридман Б. Э. Разработка россыпных месторождений гидравлическим способом. Автореферат на соискание ученой степени канд. техн. наук. Изд. ИГД А. А. Скочинского, М., 1965.
78. Частухин В. В. Анализ работы промысловых установок и землеройных машин в 1964 г. «Колыма», 1965, № 6.
79. Чернов А. М. Гидромеханизация открытых горных работ в условиях Северо-Востока СССР. Магаданское книжное изд-во, 1970.
80. Шаповалов С. И., Богданов Е. И., Потемкин С. В. Задачи научно-технического прогресса на разработке россыпей Северо-Востока. «Колыма», 1967, № 11.
81. Шаповалов С. И., Коган В. Л., Легостаев Е. Г., Егупов А. А. Механизация взрывных работ при использовании игданита на карьерах СССР. «Колыма», 1968, № 2.
82. Шорохов С. М. Разработка россыпных месторождений и основы проектирования. М., Госгортехиздат, 1963.
83. Шорохов С. М., Натоницкий В. И. Бульдозерная вскрыша илистых отложений на широких россыпных месторождениях. «Колыма», 1968, № 8.
84. Юматов Б. П. Горные машины для разработки россыпей. М., «Недра», 1964.
85. Яркин А. А. Навесные рыхлители. ЦИНТИМАШ, серия VI. М., 1962.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Раздел I. Общие сведения об открытой разработке россыпных месторождений	
<i>Глава I. Условия производства открытых работ</i>	5
§ 1. Краткие сведения о климате на приисках Северо-Востока	5
§ 2. Горно-геологическая и горнотехническая характеристики россыпных месторождений	11
§ 3. Некоторые термины, употребляемые при разработке россыпией открытым способом	22
Раздел II. Подготовка пород к выемке землеройными машинами	25
<i>Глава I. Подготовка мерзлых пород к выемке с помощью естественных тепловых факторов</i>	25
§ 1. Радиационный способ оттаивания	26
§ 2. Гидравлическое оттаивание мерзлых горных пород	36
<i>Глава II. Механическое рыхление трудноразрабатываемых талых и мерзлых пород</i>	54
§ 1. Подготовка горных пород к выемке с помощью буровзрывных работ	54
§ 2. Рыхление горных пород рыхлителями	74
Раздел III. Разработка горных пород землеройными машинами	
<i>Глава I. Бульдозерные работы</i>	96
§ 1. Общие сведения о бульдозерах и их классификация	97
§ 2. Производство бульдозерных работ	102
§ 3. Производительность бульдозеров	106
§ 4. Пути повышения производительности бульдозеров	118
§ 5. Системы бульдозерной разработки россыпей	122
§ 6. Организация бульдозерной вскрыши торфов зимой	131
§ 7. Режим работы бульдозеров и их годовая выработка	134
§ 8. Техничко-экономические показатели бульдозерной выемки пород при разработке россыпей	138
§ 9. Меры безопасности при работе бульдозера	141
<i>Глава II. Скреперные работы</i>	144
§ 1. Классификация и конструкция колесных скреперов	146
§ 2. Производство скреперных работ	148

§ 3. Системы разработки россыпей скреперами	156
§ 4. Режим работы и годовая выработка скреперов	160
§ 5. Техничко-экономические показатели скреперной разработки россыпей	162
Глава III. Эскаваторные работы	163
§ 1. Классификация эскаваторов	164
§ 2. Основные эксплуатационные показатели и производительность драглайнов	168
§ 3. Системы бестранспортной вскрыши торфов	171
§ 4. Режим работы и годовая выработка драглайнов	179
§ 5. Основные эксплуатационные показатели работы механических лопат	182
§ 6. Системы транспортной вскрыши торфов	183
§ 7. Организация работы транспортных средств	184
§ 8. Режим работы эскаваторов-мехлопат и их годовая выработка	186
§ 9. Техничко-экономические показатели	186
§ 10. Правила безопасности при эскаваторных работах	188
Глава IV. Организация комплексного и комбинированного использования землеройных машин на вскрыше торфов	189
§ 1. Комплексная работа бульдозеров с драглайнами	190
§ 2. Работа эскаватора в комплексе с бульдозерами	193
§ 3. Комплексная работа бульдозеров с отвалообразователем СПЗ-700 (800)	193
§ 4. Комбинированное использование землеройных машин	197
§ 5. Себестоимость вскрышных работ при комплексном использовании землеройно-транспортных машин	198
Раздел IV. Гидравлические работы	
Глава I. Разработка россыпей гидравлическим способом	200
§ 1. Организация вскрышных работ	201
§ 2. Системы гидравлической разработки	205
§ 3. Правила безопасности при гидравлических работах	209
Раздел V. Добычные работы	
Глава I. Организация промывочных работ	211
§ 1. Разработка песков	211
§ 2. Промывка песков	216
§ 3. Планирование зимней вскрыши торфов	221
Список литературы	227

88 коп.

НЕДРА 1974

Сканирование - Беспалов
DjVu-кодирование - Беспалов

