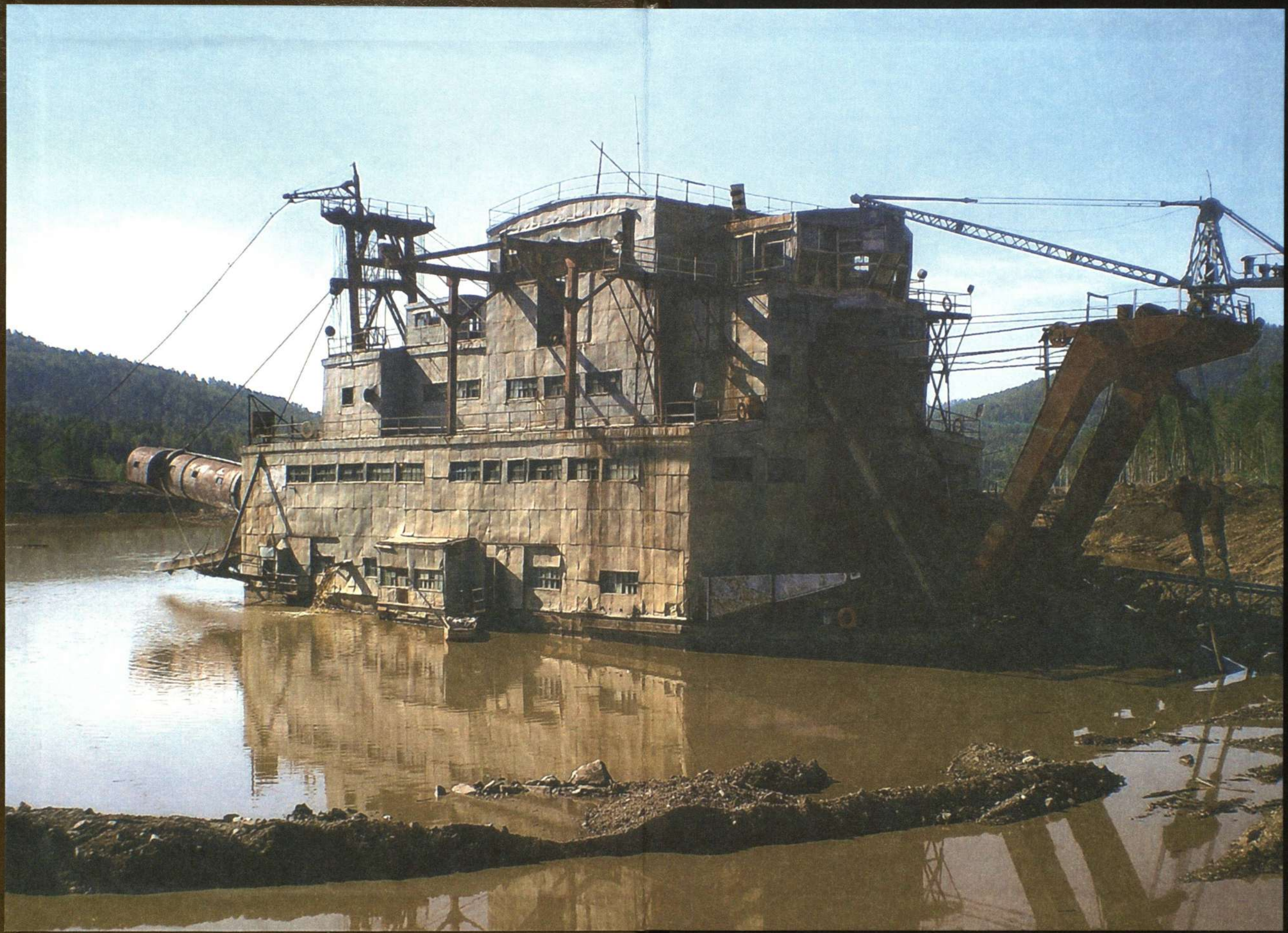
М.В. КОСТРОМИН • Г.А. ЮРГЕНСОН • С.Г. ПОЗЛУТКО

ПРОБЛЕМЫ ДРАЖНОЙ РАЗРАБОТКИ КОНТИНЕНТАЛЬНЫХ РОССЫПЕЙ



РОССИЙСКАЯ АКАДЕМИЯ НАУК
СИБИРСКОЕ ОТДЕЛЕНИЕ
ИНСТИТУТ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ, ЭКОЛОГИИ И КРИОЛОГИИ
МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ЧИТИНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

М.В. КОСТРОМИН • Г.А. ЮРГЕНСОН • С.Г. ПОЗЛУТКО

ПРОБЛЕМЫ ДРАЖНОЙ РАЗРАБОТКИ КОНТИНЕНТАЛЬНЫХ РОССЫПЕЙ

Ответственный редактор
доктор технических наук, профессор *В.П. Мязин*

НОВОСИБИРСК
"НАУКА"
2007

УДК 622.271.1:621.879.443
ББК 33.3
К 72

Костромин М.В. Проблемы дражной разработки континентальных россыпей / М.В. Костромин, Г.А. Юргенсон, С.Г. Позлутко. — Новосибирск: Наука, 2007. — 180 с.
ISBN 978-5-02-023197-9.

В монографии представлен анализ дражного способа добычи полезных ископаемых из россыпных месторождений. Рассмотрены современные инженерные методы определения потерь ценных компонентов в межшаговых и в межходовых целиках. Предложены новые технологии, в частности, предохранение дражных полигонов от промерзания. Показаны преимущества дражной разработки россыпных месторождений по сравнению с другими способами. Приведены примеры использования этих разработок в различных климатических зонах.

Для специалистов в области горного производства, студентов горных вузов и всех интересующихся дражным способом разработки месторождений полезных ископаемых.

Табл. 32. Ил. 43. Библиогр.: 162 назв.

Рецензенты

доктор технических наук, профессор *Ю.М. Овешников*
кандидат геолого-минералогических наук *Ф.И. Еникеев*
кандидат технических наук *Ф.Ф. Бибин*

Утверждено к печати Ученым советом
Института природных ресурсов, экологии и криологии СО РАН

Издание осуществлено при финансовой поддержке
Сибирского отделения Российской академии наук

ТП-08-I-№ 109

ISBN 978-5-02-023197-9

© М.В. Костромин, Г.А. Юргенсон, С.Г. Позлутко, 2007
© Российская академия наук, 2007
© Оформление. "Наука". Сибирская издательская фирма РАН, 2007

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ 5

Глава 1
ИСТОРИЧЕСКАЯ СПРАВКА РАЗВИТИЯ ДРАЖНЫХ РАЗРАБОТОК РОССЫПЕЙ 8

1.1. Анализ дражных разработок россыпей в историческом аспекте 8
1.2. Историческая справка развития разработки россыпных месторождений Забайкалья 11

Глава 2
ЗАРУБЕЖНЫЙ И РОССИЙСКИЙ ОПЫТ ДРАЖНЫХ РАЗРАБОТОК РОССЫПЕЙ 19

2.1. Опыт дражных разработок россыпей за рубежом 19
2.2. Основные направления совершенствования дражного флота за рубежом 27
2.3. Отечественный опыт дражной разработки россыпных месторождений . . . 29
2.4. Классификации 35

Глава 3
ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ПОТЕРИ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ В МЕЖШАГОВЫХ И МЕЖХОДОВЫХ ЦЕЛИКАХ 41

3.1. Методы определения потерь песков в межшаговых и межходовых целиках 41
3.2. Методика определения потерь песков в межшаговых целиках 50
3.3. Методика определения потерь песков в межходовых целиках 54

Глава 4
ПРЕДОХРАНЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ОТ ПРОМЕРЗАНИЯ ЗАТОПЛЕНИЕМ ВОДОЙ 62

4.1. Характеристика способов предохранения горных пород от промерзания 62
4.2. Лабораторные исследования 76
4.3. Объемно-физическое моделирование 85
4.4. Промышленные испытания технологии предохранения горных пород от промерзания затоплением 90
4.5. Анализ и практические рекомендации по результатам лабораторных исследований и промышленных испытаний 92
4.6. Расчет технологических параметров способа предохранения пород от промерзания затоплением 97
4.7. Рациональные параметры технологических схем предохранения дражных полигонов от промерзания затоплением 103
4.8. Промышленное внедрение технологий предохранения дражных полигонов от сезонного промерзания затоплением 109

Глава 5
ДРАЖНАЯ РАЗРАБОТКА ГЕОТЕХНОГЕННЫХ РОССЫПЕЙ 118

5.1. Характеристика геотехногенных россыпей 118
5.2. Характеристика методик переоценки запасов геотехногенных россыпей . . 136

5.3. Усовершенствованная методика переоценки запасов геотехногенных россыпей 139
5.4. Гипотеза зависимости извлечения металла от климатических и погодных условий 141

Глава 6
ТЕХНОЛОГИИ ПОДГОТОВКИ ГЛИНИСТЫХ РОССЫПЕЙ К ДРАГИРОВАНИЮ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕАГЕНТОВ-ДИСПЕРГАТОРОВ 144

6.1. Технология напорного водонасыщения при разупрочнении сцементированных конгломератов 144
6.2. Технология разупрочнения глинистых песков на стадии подготовки к драгированию 146

Глава 7
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ДРАЖНОЙ РАЗРАБОТКИ ВЫСОКОГОРНЫХ РОССЫПЕЙ 150

7.1. Характеристика высокогорных россыпей 150
7.2. Технология разработки высокогорных россыпей 151

Глава 8
НЕКОТОРЫЕ АСПЕКТЫ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ДРАЖНЫХ РАЗРАБОТОК И НАПРАВЛЕНИЯ СНИЖЕНИЯ ИХ НЕГАТИВНОГО ВЛИЯНИЯ 155

8.1. Экологические последствия дражных разработок россыпей 155
8.2. Основные направления снижения отрицательного влияния дражных разработок 158

Глава 9
ТЕХНИЧЕСКИЕ УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ МНОГОЧЕРПАКОВЫХ ДРАГ 163

ЗАКЛЮЧЕНИЕ 169

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК 173

ПРЕДИСЛОВИЕ

Одной из важнейших задач горно-добывающей промышленности в настоящее время является добыча драгоценных камней и благородных металлов, значительная часть которых извлекается из россыпных месторождений. Большинство россыпей возможно отработать экономичным и высокопроизводительным дражным способом. В настоящее время в основных золотодобывающих районах насчитывается достаточное количество разведанных россыпных месторождений, которые еще долго будут сохранять свое значение как поставщики драгоценного металла, сравнительно дешевого, не требующего больших капитальных затрат на добычу по сравнению с рудными ископаемыми. Около 70–75 % этих месторождений (по объему горной массы) пригодны для разработки дражным способом — в большинстве случаев самым эффективным из известных на сегодня.

В то же время некоторые специалисты склонны считать, что упомянутый способ исчерпал свои возможности ввиду трудностей разработки россыпей, расположенных в суровых географо-климатических зонах, пораженных (до 85–90 %) многолетней и глубокой сезонной мерзлотой. Появление трудно- и весьма трудно разрабатываемых полигонов (до 80–85 %) большей частью обусловлено вовлечением в разработку глинистых, высокоглинистых и сцементированных россыпей. Особенно сильной критике дражные разработки подвергаются из-за отрицательного воздействия на окружающую среду: нарушения значительных площадей земельных угодий, загрязнения водных источников и др. Вследствие этих причин в разные периоды (1975–1980 гг. и 1988–1993 гг.) прекращалось строительство новых драг.

Однако более глубокий анализ показывает, что широко распространенный и конкурирующий с дражным гидромеханизированный способ разработки россыпей влечет за собой не меньшие нарушения земной поверхности, а в целом ряде случаев оказывает более вредное воздействие на окружающую природную среду, так как гидромеханизация требует сооружения отстойников, часто занимающих значительные площади плодородных земель вне контура полигона, к тому же гидромеханизация существенно нарушает гидрологический и гидрогеологический режим.

Дражный способ, напротив, показал высокую эффективность и в современных рыночных отношениях. Так, себестоимость добычи единицы металла по сравнению с другими способами разработки в относительных единицах составила для Забайкалья: драги — 1, гидромеханизация — 1,3, открытая разработка рудных месторождений — 2,5; для россыпей Среднего и Нижнего Приамурья: драги — 1, гидромеханизация — 2–3. Разность в соотношениях

себестоимости забайкальских и амурских драг объясняется высокопроизводительной и эффективной работой Амурского флота. Кроме того, условия работы обслуживающего персонала на драгах значительно комфортнее, чем на других машинах при гидромеханизированном и иных способах разработки россыпей, особенно в ранневесенний и осенне-зимний периоды. В то же время из-за указанных выше причин производительность многих драг (около 50 %) ниже проектной (в отдельных случаях в 2–2,5 раза); себестоимость переработки 1 м^3 горной массы, в сопоставимых ценах, за последние 10 лет возросла в 1,5 раза. Велики технологические и эксплуатационные потери ценного компонента, превышающие в ряде случаев 50–60 % и более. Вместе с тем отмечено и отрицательное воздействие горных работ на окружающую среду. Анализ отечественного и зарубежного опыта показывает, что дальнейшее повышение эффективности дражного способа разработки возможно при решении комплекса проблем, таких как своевременное оттаивание и предохранение пород от промерзания, разупрочнение массива глинистых и сцементированных трудноразрабатываемых песков, снижение технологических и эксплуатационных потерь ценного компонента, нейтрализация или ликвидация экологических последствий горных работ. При успешном решении этих проблем можно увеличить производительность драг в 1,5–2 раза, продлить промывочный сезон, снизить себестоимость продукции на 30–50 %, улучшить экологическую обстановку в районе ведения дражных работ и тем самым значительно повысить эффективность способа в целом.

Большой вклад в развитие теории и практики разработки россыпных месторождений дражным способом в разные годы внесли Е.Н. Барбот де Марни, А.П. Свиридов, С.М. Шорохов, Л.Е. Зубрилов, В.Г. Лешков, В.А. Кудряшов и др. Ими рассмотрен весь комплекс мероприятий, связанных с дражными работами: горно-подготовительные, добычные, восстановление земной поверхности.

Решением отдельных проблем и вопросов, связанных с добычными и вскрышными работами, оттаиванием и предохранением пород от сезонного промерзания, водоснабжением и очисткой сточных вод, рекультивацией занимались: А.И. Арсеньтьев, В.К. Багазеев, Г.А. Багаутдинов, М.И. Баканов, Е.И. Богданов, П.В. Ваганов, Г.Н. Ворончихин, Е.Т. Жученко, Ю.П. Казанков, Ю.Е. Кацман, В.Д. Макаров, Ю.А. Мамаев, Г.А. Марков, А.А. Матвеев, В.П. Мязин, В.М. Мореходов, В.А. Кубасов, В.В. Назаров, Ю.М. Овешников, Ю.Д. Пятых, В.Г. Пятаков, С.В. Потемкин, А.В. Рашкин, Б.Г. Сарапулов, В.В. Сборовский, Г.В. Секисов, К.В. Соломин, В.М. Старков, П.Ф. Стафеев, К.Е. Судаков, Б.П. Тальгамер, В.В. Чемезов, Б.П. Юматов и др.

Благодаря работам этих ученых, а также деятельности видных специалистов-производственников совершенствовались и развивались техника и технология ведения дражных и связанного с ними комплекса работ. Вместе с тем для дальнейшего повышения эффективности дражного способа разработки россыпных месторождений в современных условиях требуется проведение более глубоких исследований. С этой целью важно было установить оптимальные соотношения и параметры горно-подготовительных работ, в частности вскрышных, а также разработать способы предохранения дражных полигонов от глубокого сезонного промерзания; создать аналитические методы расчета рацио-

нальных параметров, периода предохранения в зависимости от конкретных условий для определения необходимых противофильтрационных мероприятий.

В связи с тем, что в последнее время в разработку вовлекаются глинистые, высокоглинистые и сцементированные месторождения, возникла необходимость создания простой и эффективной технологии физико-химической обработки массива россыпи реагентами-диспергаторами, в значительной мере ослабляющими связи глинистого материала с минеральными частицами, тем самым повышающими извлечение металла и производительность драги.

Экологические последствия дражных разработок до настоящего времени изучены слабо и не в полной мере оценены. Необходимо исследовать различные воздействия на окружающую среду, составить типизацию этих воздействий, разработать мероприятия, снижающие или устраняющие негативные последствия.

Повышение эффективности дражного способа разработки, улучшение условий рекультивации, оздоровление экологической обстановки усложняются из-за несовершенства некоторых узлов и механизмов драги. Поэтому в работе рассмотрены такие вопросы, как модернизация, конструктивные изменения или установка новых аппаратов: промежуточного транспортера, барабанных грохотов, галечного отвалообразователя, эфельных колод.

Актуальность проблемы подчеркивается и тем обстоятельством, что в последние годы не выходило комплексных обобщающих работ по дражному способу разработки россыпей.

Значительная часть экспериментальных исследований, и особенно объемов внедрения в производство, безусловно, выполнялась с участием многих сотрудников Горного института и других подразделений Читинского государственного университета. Авторы выражают глубокую благодарность за совместную плодотворную работу А.В. Рашкину, Ю.М. Овешникову, В.П. Мязину, Е.И. Комарову, С.В. Зайцеву, В.П. Насонову, Н.В. Зыкову, К.И. Карасеву, А.Н. Зимбовскому, Ю.В. Субботину, В.Е. Гончаруку, А.И. Большакову, а также Ф.И. Еникееву, Ф.Ф. Быбину за конструктивную критику, способствующую улучшению рукописи.

Глава 1

ИСТОРИЧЕСКАЯ СПРАВКА РАЗВИТИЯ ДРАЖНЫХ РАЗРАБОТОК РОССЫПЕЙ

1.1. Анализ дражных разработок россыпей в историческом аспекте

С начала промышленных дражных разработок россыпей в России и в мировой практике прошло почти 110 лет. Первые одночерпаковые драги с паровым приводом появились еще в 1870 г., а многочерпаковые — созданы в 1882 г. в Новой Зеландии [Gold Dredging..., 1918].

Драга с ковшовыми черпаками для добычи золота спроектирована Скотом и пущена в действие в Новой Зеландии в 1882 г. Сначала она работала на пару́, но по мере того как изнашивались котлы, машины оказались слишком громоздкими для понтона, а расход топлива стал превышать производительность драги. Впоследствии машины и котлы были сняты. Ковши из листового железа, прикрепленные к водяным колесам, установленным по бокам понтона, поднимали вычерпанный материал для промывки.

Эта драга после различных реконструкций, в конце концов, "прижилась", и одно время более 12 драг такого типа работали на реке.

Преимущества черпаковой драги, приводимой в действие течением воды, заключались в том, что она стоила мало, требовала незначительного количества рабочих рук и обходилась без топлива. Недостатки ее состояли в следующем: зависимость двигателя от силы течения вынуждала находиться в месте более сильного течения, где производительность регулировалась глубиной реки; на протяжении значительной части года слишком высокая или слишком мелкая вода не позволяла работать.

Еще один вариант паровой драги для добычи золота спроектирован Чарльзом Мак-Квином в том же 1882 г. Эта драга работала на р. Клуса и была снабжена двойной цепью черпаковых ковшей, по одной на каждой стороне железного понтона длиной 21,3 м, шириной 4,6 и высотой 1,8 м. Ковши разгружались в две вращающиеся бочки. Тонкий шлам поступал на шлюзы, которые были снабжены вращающимися медными чашами для амальгамации золота. Вскоре чаши были удалены за ненадобностью, и металл улавливался кокосовыми матами. Две черпаковые рамы также оказались лишними, поскольку в процессе драгирования сначала с одной стороны, а затем с другой верхняя часть понтона погружалась в воду; кроме того, сильное течение реки иногда делало невозможным управление драгой. В течение 16-летней работы — сначала при помощи двух черпаковых рам, а затем одной — эта драга добыла золота приблизительно на 60 тыс. фунтов стерлингов (300 тыс. дол.) [Gold Dredging..., 1918].

В 1880-х годах в той же Новой Зеландии стали работать драги с паровыми двигателями. Дражное дело быстро развивалось, конструкции совершенствовались, появились одночерпаковые, землесосные, щипцовые и, наконец, много-

черпаковые драги, получившие наибольшее распространение и быстро вытеснившие все остальные типы.

Здесь же, в Новой Зеландии, были распространены многочерпаковые драги легкой конструкции, с черпаками, соединенными в цепь промежуточными холостыми звеньями. В 1899 г. там работало 60 таких небольших драг, в 1900 г. их было уже 120, а в 1902 г. — 300. Драги этого типа получили в России название новозеландских.

Быстрое развитие дражного дела вызвало интерес к нему и в других странах, например в Америке, где первоначальный тип маломощной новозеландской драги был приспособлен к местным, более тяжелым условиям черпания.

Так постепенно появился тип драги с непрерывной цепью черпаков без промежуточных звеньев, названный американским. Были созданы мощные электрические драги тяжелой конструкции с большим запасом прочности. Подвергающиеся наибольшему износу части стали изготавливать из специальных сортов стали. Выработалась современная конструкция мощной драги, по производительности далеко оставившая позади новозеландскую [Вечеслов, 1941].

Первый опыт успешной эксплуатации драг в России относится к 1893–1896 гг., когда они были введены в действие на Амурских приисках, на реках Кудеча и Уруша, а в США — к 1895–1898 гг., когда были построены драги в штатах Монтана и Калифорния. В целом эпоху эксплуатации драг в России можно классифицировать, по предложению М.В. Костромина и Г.В. Секисова, следующим образом.

Дореволюционный период.

На ***первом этапе*** произошло зарождение дражной разработки россыпей (*начальная стадия*), когда были сооружены и эксплуатировались первые драги на Амурских приисках (рр. Кудеча и Уруша). На *второй стадии* появились драги на Енисейских приисках, продолжалось строительство амурских драг.

Второй этап характеризуется становлением дражной разработки россыпей. Началась эксплуатация драг на Урале (*первая стадия*), на Невьянском заводе, где построены первые отечественные драги, затем (*вторая стадия*) происходит расширение строительства (в 1906 г. уже работали 32 драги). Путиловский завод (1903 г.) приступил к выпуску драг с непрерывной черпаковой цепью, не уступающих по техническому уровню, а по отдельным показателям превосходящих зарубежные аналоги.

На ***третьем этапе*** произошло дальнейшее развитие дражной разработки россыпей. Увеличилось (*первая стадия*) число драг, масштабов и объемов дражных разработок (Урал, Восточная Сибирь, Дальний Восток), вовлечены в эксплуатацию новые золотоносные россыпи Ленских приисков (использование драг с 1910 г.). Начинают строить драги, кроме Невьянского и Путиловского заводов, Верх-Исетский и Сысертский заводы на Урале. Наступил (*вторая стадия*) качественно новый этап в развитии драг и дражного способа разработки россыпей — появились электрические драги. Первая драга с электрическим приводом и черпаками емкостью 210 л была построена в 1912 г. и эксплуатировалась на Александровском прииске по р. Колчан (Приморье), вторая электрическая

210-литровая драга эксплуатировалась с 1915 г. на р. Кытлым (Урал). Отмечается дальнейший рост и увеличение общего количества драг.

Таким образом, в дореволюционный период произошло зарождение, становление и развитие дражных разработок россыпей. Традиционными для этого времени районами дражных работ являются Дальний Восток, Енисейские и Ленские россыпи Восточной Сибири, Урал. За это время построено около 100 драг, из которых к концу третьего этапа работало около 70.

Первый советский период

Революционно-восстановительный этап — это время первой стагнации дражных разработок россыпей.

Гражданская война (*первая стадия*). Упадок дражной разработки россыпей. Объем добычи золота уменьшился в 15 раз по сравнению с 1913–1914 гг. Восстановление драг (*вторая стадия*). К 1927 г. были в основном восстановлены все драги (работало около 70 драг) и даже построены новые (например, две электрические, 210-литровые, на Урале).

Срединный этап характеризуется количественным и качественным развитием дражных разработок. Начинается (*первая стадия*) выпуск отечественных электрических 210- и 380-литровых драг на заводе "Красный Путиловец" (Ленинград), что способствовало прекращению импорта драг. Добыча золота увеличилась в 2 раза. На *второй стадии* к производству 210- и 380-литровых электрических драг, не уступающих лучшим образцам зарубежных, в 1930 г. приступил завод Мотовилихинский (Пермь). В 1931 г. начал выпуск 150-литровых драг Иркутский завод тяжелого машиностроения (ИЗТМ). Количество драг по сравнению с предыдущим этапом увеличилось в 3 раза.

Предвоенный этап отличается интенсификацией дражной разработки россыпей. Для него характерно освоение новых районов золотодобычи в Забайкалье, на Северо-Востоке, в Якутии. Начинается широкомасштабное строительство малолитражных драг. Добыча золота по сравнению с предыдущим периодом увеличилась в 2 раза.

Второй советский период

Этот период характеризуется неравномерностью развития дражных работ.

Военно-восстановительный этап — это время второй стагнации. В течение Великой Отечественной войны (*первая стадия*) происходит спад дражных работ, строительство драг прекращено. После войны (*вторая стадия*) объемы дражных работ восстанавливаются. В 1947 г. создано специализированное управление "Драгстроймонтаж". В 1950 г. достигнут довоенный уровень добычи полезных ископаемых при дражном способе разработке россыпей.

Срединный этап характеризуется относительно равномерным развитием дражных разработок: расширяются объемы добычи полезных ископаемых и увеличивается число драг. С 1951 г. (*первая стадия*) работают драги на разработке месторождений алмазов, касситерита, ильменита и различных редких металлов. С 1957 г. ИЗТМ выпускает новые модификации драг с черпаками емкостью 80, 150, 250 и 600 л вместо устаревших 150- и 210-литровых. Пермский

машиностроительный завод до 1966 г. продолжал изготовлять мощные 380-литровые драги, в том числе и глубокого черпания (до 30 м ниже уровня воды). Вместо применявшихся прямоточных систем водоснабжения внедрялись системы оборотного и замкнутого водоснабжения и очистки сточных вод.

Происходит (*вторая стадия*) дальнейшее развитие дражных разработок россыпей; совершенствование конструкций драг; внедрение системы "Драга 1" для механизации и автоматизации управления процессом драгирования; внедрение на вскрыше торфов дражных полигонов мощных бульдозеров и экскаваторов. По многим параметрам драги Иркутского и Пермского заводов превосходят аналогичные зарубежные аналоги. Доля дражного способа в разработке россыпей составила 75 %.

Конечный этап можно определить как квазистагнацию дражных разработок россыпей. Прекращается строительство новых драг (*первая стадия*) из-за негативного отношения к ним части специалистов, а также некоторого ухудшения технико-экономических показателей, вследствие усложнения горно-геологических условий разрабатываемых месторождений и значительного увеличения фондоемкости. Доля дражного способа снизилась до 57 %. Далее (*вторая стадия*) отмечается некоторое увеличение объемов дражных работ. Построены новые драги в Приморье и на Амуре. Внедряются системы локального замкнутого водоснабжения.

Затем (*третья стадия*) прекращается строительство новых драг по причинам, указанным выше, однако в начале перехода на рыночные отношения (1991) обнаружено, что технико-экономические показатели дражного способа — самые высокие среди других способов разработки россыпей и в 1993 г. ИЗТМ получил заказы на строительство новых драг.

Таким образом, с 1993–1994 гг. в России начался ***новый цикл для дражных разработок россыпей — первый переходный этап этого периода и начальная стадия переходного этапа***. К особенностям этого нового этапа следует отнести то, что горно-геологические условия разрабатываемых россыпей ухудшатся и все большая часть месторождений будет представлена сцементированными и высокоглинистыми песками, пораженными многолетней и сезонной мерзлотой, большой глубиной залегания промышленного пласта, мощными напластованиями пустых пород в сочетании с большой валунистостью. Все это потребует коренного усовершенствования многих элементов, механизмов, узлов и самих драг, разработки и внедрения новых высокоэффективных технологий подготовки и разработки месторождений, повышающих производительность драг, снижающих технологические и эксплуатационные потери, уменьшающих отрицательное влияние горных работ на окружающую среду.

1.2. Историческая справка развития разработки россыпных месторождений Забайкалья

Известно, что золотодобыча в Забайкалье в промышленных масштабах началась с 1832 г. с разработки россыпного месторождения долины руч. Кучертай, притока р. Куэнга. Затем стали действовать Верхне- и Нижне-Карийские (1838), Култуминский, Ильдиканский, Солкоконский (1843), Лужанский (1845) "Императорский" (1851), Средне-Карийский (1852) и другие промыслы. Боль-

шинство разведанных в XIX в. золотоносных россыпей Забайкалья были благоприятны для разработки открытым способом или, как в то время называли, разрезами. Все месторождения были представлены аллювиальными россыпями, относительно неглубокого залегания, расположенными в современных долинах рек. Однако большая часть россыпей была поражена многолетней и глубокой сезонной мерзлотой.

В начальный период золотодобычу вели только государственные (Кабинета Его Императорского Величества) промыслы.

Горные работы обычно проводились круглый год. Вскрышные работы начинались, как правило, в начале — середине октября с удаления почвенно-растительного и песчаного слоев, содержащих небольшое количество глины. Эти работы продолжались до середины — конца апреля. Затем по мере оттаивания удалялся глинисто-галечно-песчаный слой, который из-за большой крепости было трудно удалить в зимний период. Торфы разрабатывали обычно вручную с применением молотов, кувалд, клиньев, кайл, кирок и лопат. Отвалы вскрышных пород складировали на бортах россыпи. Для перемещения торфов вначале использовали ручные носилки. Позднее пустую породу стали транспортировать в отвалы с помощью специальных двухколесных тележек или четырехколесных таратаек.

Обогащение песков обычно включало три операции: протирку, промывку до черного шлиха и получение из черного шлиха золота.

Эти операции производились на вашгердах, бутарах, бочках с использованием решет, грохотов, корыт. С 1850-х годов XIX в. стали применяться более мощные растирательно-промывательные машины, на транспортировке песков использовали вагонетки по рельсовому пути.

Разрабатывались большей частью открытые россыпные месторождения золота. Подземные работы вели только на Казаковском и Горбичанском промыслах.

С 1884 г. на государственной золотодобыче стали применять паровые машины, локомобили на промприборах и устройства для перекачки воды.

Необходимо отметить, что разработку месторождений вели очень тщательно. Потери золота не превышали 6–10 %.

Кроме крупных разработок золотоносных россыпей, которые обычно разрабатывали разрезами, небольшие россыпи, а также некоторые участки больших сдавали старателям и "золотничкам". Разработка в этом случае велась ямным способом. Ямами назывались шурфы, которые проходили до золотоносного пласта, затем расширялись в стороны по пласту насколько позволяла устойчивость пород. Многолетнюю мерзлоту оттаивали с помощью нагретого бута. Спуск и подъем людей, песков и различных материалов осуществляли с помощью ворота и металлического каната. Существовала также хищническая добыча золота.

На некоторых приисках применяли так называемый канавный или буторный способ и как разновидность его — мутенки. Последние представляли собой довольно распространенный способ извлечения золота из галечных и эфельных отвалов на старых, выработанных приисках, а также из небольших по площади и запасам россыпей. Это упрощенный гидравлический способ разработки, обладающий более высокой производительностью, чем использование бутар, вашгердов и т.д., но дающий более низкое извлечение золота.

Сущность способа заключается в том, что к месту промывки песков, эфелей, гальки, подводится канава, которая в зависимости от расположения отвалов, количества имеющейся воды и уклона поверхности разбивается на несколько рукавов, в каждом из которых работы ведутся самостоятельно. В канаву обваливают немного песковых (галечных, эфельных) отвалов и промучивают (буторят) их специальными металлическими гребками, насаженными на деревянную рукоятку длиной 2,0–2,5 м. На завалке песков располагались на некотором расстоянии друг от друга 4–8 рабочих. Завалка могла быть односторонней, если канава проходила с одной стороны отвала, и двусторонней, если канава проходила между отвалами.

Периодически, по мере накопления обогащенных шлихов в канаве, их вынимают и подают на бутару, вашгерд или лоток, где производится отделение золота от пустой породы.

С 1880–1890-х годов золотопромышленники Бутины, Шумовы стали применять промывальные машины, насосы с приводом от локомобилей; транспортирование торфов и песков производили в вагонетках на рельсовом пути. На разработке месторождений золота по р. Кручина использовались экскаваторы, работал железнодорожный транспорт с узкоколейной дорогой.

К 1893–1896 гг. был накоплен опыт успешной эксплуатации многочерпаковых драг в России, после чего началось их массовое строительство, когда в соседней с Забайкальем Амурской области были введены в действие драги на рр. Кудеча и Уруша. А в США несколько позднее, в 1895–1898 гг., были построены драги в штатах Монтана и Калифорния.

Первая Забайкальская драга емкостью черпаков 100 л пущена в работу на р. Менза, притоке р. Чикой в 1901 г. В 1914 г. на р. Ципикан промывала пески 170-литровая драга. Это были драги с паровым приводом. После Октябрьской революции добыча золота в Забайкалье резко сократилась. Так, например, в 1921 г. она составила около 1,5 %, а к 1930 г. только 60 % к уровню 1915 г. Работы велись более примитивным способом, чем до революции, в основном вручную, т.е. с минимальным применением средств механизации. Разрабатывались небольшие разрезы, ямы, перемывались старые отвалы, рудные месторождения отрабатывались небольшими шахтами.

Механизация горных работ стала осуществляться с начала 1930-х годов. Малолитражные драги с паровым приводом с черпаками емкостью 50 и 80 л приступили к работе на р. Чикой и ее притоках. К концу 1930-х годов здесь работало около 10 драг. Несколько позднее аналогичные драги стали применяться на Шахтаме, Каре, Туре. Эти драги строили из подручных материалов — обрезков дерева, тракторных деталей и т.д. Однако такие драги обладали существенными недостатками: были маломощными, за сезон могли переработать не более 40–120 тыс. $м^3$ горной массы, работали только по долинам, т.е. чаще всего непосредственно в русле рек. Обогатительное оборудование не отличалось разнообразием и высокой производительностью, обычно оно состояло из бутары с ручной протиркой песков.

Число таких, довольно примитивных, драг с каждым годом возрастало, и к середине 1940-х годов их было более 80. В конце 1940-х годов к выпуску основных деталей и узлов малолитражных драг (кроме понтона и суперструктуры) приступил Тахтамыгдинский завод.

После отработки талых россыпей в руслах рек и таликовых зонах маломощные полукустарные драги не могли работать на участках россыпей с многолетней и глубокой сезонной мерзлотой, большой мощностью торфов и продуктивного пласта. Кроме того, отсутствовала мощная землеройная техника для вскрышных работ, оттаивания и предохранения от промерзания. Для работы в таких условиях потребовались более мощные драги заводского изготовления и другие горные машины. В это же время, т.е. в 1930-е годы, начинается широкое внедрение электричества для производства горных работ. Так, например, при разработке глубокозалегающей Шахтаминской россыпи построена электростанция с приводом от паровой машины. Электроэнергия использовалась для освещения горных выработок, поселка, привода шахтного подъема, канатных дорог, насосов. В середине 1930-х годов здесь пущена в работу малолитражная драга с электрическим приводом.

Необходимо отметить, что при разработке глубокозалегающей Шахтаминской россыпи было применено много нового и передового для того времени, вследствие чего предприятие по праву считалось передовым и имело всесоюзную славу. Здесь были внедрены и успешно работали: оттайка мерзлых пород с помощью пойнтов, а затем и труб, отбойка песков гидромонитором с использованием холодной или подогретой воды, очистная выемка лавным способом.

В пгт Вершино-Дарасунский в середине 1930-х годов введена первая в России гравитационно-флотационная обогатительная фабрика, на которой получали золотосодержащий концентрат, направляемый для металлургического передела. В то же время на комбинате "Балейзолото" была построена новая золотоизвлекательная фабрика.

В 1934 г. в Балее была сдана в эксплуатацию среднелитражная драга с емкостью черпаков 210 л, положившая начало строительству достаточно крупных драг в Забайкалье, к тому же это была первая драга с электрическим приводом. Производительность ее в течение 20 лет была сравнительно невысокой из-за того, что драгирование велось без производства горно-подготовительных работ.

По этой же причине малолитражные драги постепенно списывались, и к середине 1970-х годов 50-литровых драг не стало. Вскрышные работы на дражных полигонах в достаточно больших объемах впервые в Забайкалье стали производиться на Ундинском прииске с 1952 г. Сначала они осуществлялись с целью предотвращения подэфеливания кормы понтона драги, а также для повышения производительности драги по пескам. С 1958 г. вскрышные работы стали применять для ускорения оттаивания горных пород и последующего их предохранения от промерзания. При производстве вскрыши обычно использовались бульдозеры Д-271 и колесные скреперы Д-222, а с 1968 г. — более мощная техника: бульдозеры Д-572С на базе трактора ДЭТ-250 и тракторные скреперы Д-511 на этой же базе. Мощность вскрыши не превышала 1,5–2,0 м, что было явно недостаточно для организации успешных работ по оттаиванию многолетней мерзлоты и увеличению добычи металла.

Продолжительность работы 210-литровых драг без производства всего комплекса горно-подготовительных работ составляла 210–215 дней в год, производительность их не достигала проектной. Значительный рост технико-экономиче-

ских показателей отмечен в начале 1960-х годов после проведения на дражных полигонах вскрышных работ, оттаивания россыпей, предохранения их от промерзания и создания благоприятных условий для работы драг ранней весной и поздней осенью. Продолжительность промывочного сезона увеличивалась до 255 дней, существенно возросла суточная и сезонная производительность драг, снизилась себестоимость промывки 1 м^3 горной массы [Стафеев, 1974].

После первого успешного опыта работы 250-литровых драг в Балее началось их массовое строительство в других районах Читинской области. За короткий срок с 1958 по 1969 г. в Забайкалье на рр. Черный Урюм, Давенда, Кудеча, Итака, Средняя Борзя построено 8 среднелитражных драг. Последняя 250-литровая драга пущена в работу в 1975 г. на р. Кара. Таким образом, в Забайкалье был создан флот среднелитражных 250-литровых драг. Резко возросло количество золота, добываемого драгами. В конце 1960-х годов дражная золотодобыча составила 97 % всего россыпного золота.

Однако впоследствии, начиная с конца 1970-х годов, роль дражных разработок россыпей в Забайкалье постепенно снизилась и в настоящее время драгами добывается всего 15–20 % золота. Такое состояние дражных работ в Забайкалье объясняется рядом объективных и субъективных причин.

Многие россыпи Забайкалья можно отнести к трудноразрабатываемым из-за наличия многолетней и глубокой сезонной мерзлоты (до 85–90 %), вовлечения в разработку глинистых, высокоглинистых и сцементированных месторождений (до 80–85 %). По этим причинам, а также из-за того, что не создан достаточный запас воды для работы драги в ранневесенний и позднеосенний периоды, некачественного предохранения дражных полигонов от промерзания, производительность многих драг (50 % и более) ниже проектной (в отдельных случаях в 2–3 раза), себестоимость переработки 1 м^3 горной массы, в сопоставимых ценах, за последние 15–20 лет возросла в 1,5 раза, эксплуатационные и технологические потери ценного компонента достигли теперь в ряде случаев 50–60 % и более.

Тем не менее дражный способ остается самым эффективным из всех известных методов разработки россыпных месторождений. Так, например, себестоимость добычи золота драгами в 1,5–3,0 раза меньше в зависимости от горно-технических, горно-геологических, климатических, геокриологических и других условий, чем при гидромеханизированном способе разработки. Влияние на окружающую среду при дражных разработках не больше, а в ряде случаев даже меньше, так как большая часть отвалов размещается в выработанном пространстве. Отстойников, занимающих большие площади вне контура полигона, как это часто бывает при гидромеханизации, обычно не наблюдается.

Количество драг за последние 25–30 лет постепенно сократилось. Так, если в 1975 г. в работе находились 24 драги, из них 210- и 250-литровых — 13; 80-литровых — 11, то в 1985 г. количество их уменьшилось до 17 (210- и 250-литровых — 11; 80-литровых — 6). В 1990 г. действовало лишь 15 драг (250-литровых — 9 и 80-литровых — 6). В настоящее время в эксплуатации находится 12 драг, из них 250-литровых — 8, 80-литровых — всего 4. Как уже отмечалось, последняя драга в Читинской области была построена в 1975 г. (дра-

га № 53). Средний возраст 250-литровых драг составляет 45 лет, что значительно выше рекомендуемого срока их эксплуатации (12–15 лет).

Продолжительность промывочного сезона забайкальских драг изменяется в широких пределах от 95–110 до 231 сут, при средней продолжительности работы 175–180 сут/год (для 250-литровых драг), и от 75 до 190 сут, при средней продолжительности работы 145–150 сут/год (для 80-литровых драг), что явно недостаточно.

Драги с емкостью черпака 250 л начинают работать в апреле — мае, иногда в июне или даже в июле, и заканчивают обычно в ноябре, иногда в конце октября — начале декабря; 80-литровые драги начинают сезон в мае — июне, иногда в апреле или в июле, заканчивают обычно в конце октября — начале ноября. При успешном решении вопросов вскрыши торфов, оттаивания и предохранения полигонов от промерзания, водоснабжения разреза, а также ремонта драги сезон промывки можно продлить с начала марта до конца декабря, т.е. до 260–290 сут для 250-литровых драг и до 210–220 сут для 80-литровых.

Капитальный (зимний) ремонт драг продолжается от 1 до 4 мес в зависимости от организации работ, наличия квалифицированной рабочей силы, запасных частей и материалов. Зимний ремонт начинается чаще всего в январе — феврале и заканчивается в апреле — мае, иногда в марте или июне. Можно значительно сократить сроки ремонта и улучшить его качество, применяя передовые методы, основанные на отоплении драги во время ремонта с помощью парового котла, блочной схемы ремонта, планирования хода ремонтных работ.

Сезонная производительность многих драг Забайкалья недостаточная. Например, отдельные 250-литровые драги за сезон промывают 200–400 тыс. $м^3$ горной массы при проектной 750–800 тыс. $м^3$, в то же время на полигонах, где хорошо проведены вскрышные работы, оттаивание и предохранение от промерзания, в аналогичных условиях драги могут промывать до 1,5–1,7 млн $м^3$/год (алданские, амурские, "Енисейзолото").

На вскрышных работах чаще всего используются мощные бульдозеры Д-335, Т-330, Т-500, Д-9Н и другие, иногда менее мощные — Т-170, Т-130. Однако землеройной техники не всегда бывает достаточно. Многие бульдозеры уже выработали свой ресурс. Предприятия испытывают недостаток запасных частей. По этим причинам на некоторых драгах вскрыша ведется с незначительным опережением добычи песков (0,5–1 год) на незначительную глубину (1,5–2,5 м). Объемы вскрышных работ на одном полигоне драги составляют иногда 50–200 тыс. $м^3$/год, или 6–20 % от необходимого объема переработки песков (750–800 тыс. $м^3$/год) для данного типа драг (80- и 250-литровых), что явно недостаточно для успешной работы в условиях многолетней мерзлоты. Эффективность оттаивания пород методом солнечной радиации при этом низкая, хотя его можно рассматривать как один из резервов более полного использования мощной землеройной техники.

Наибольшее распространение на россыпях Забайкалья получил способ предохранения горных пород от промерзания путем затопления дражных полигонов водой. Этот метод наиболее эффективен, в том случае, если на затопленных площадях удается сохранить необходимый уровень воды в течение требуемого периода предохранения. Однако часто вода, вследствие значительной водопроницае-

мости пород, из которых сооружаются плотины, удерживается на затопленных площадях не более 10–50 сут. После этого породы промерзают на глубину до 2,5–4,0 м, что в значительной мере затрудняет последующую отработку.

Для устранения таких негативных явлений применяется, в том числе и на россыпях Забайкалья, метод предохранения дражных полигонов от промерзания затоплением с использованием противофильтрационных экранов из полимерных пленок и химических реагентов [Стафеев, 1974; Рашкин, 1976; Костромин, 1977].

Разработан и успешно внедрен на полигоне 80-литровой драги № 23 рудника "Любовь" способ разупрочнения высокоглинистых и сцементированных песков с помощью физико-химической обработки массива нетоксичными реагентами-диспергаторами, позволяющий повысить извлечение металла и увеличить производительность драги [Костромин, Мязин, 1990].

Отечественный и зарубежный опыт показывает, что дальнейшее повышение эффективности дражного способа разработки возможно при решении комплекса задач, таких как: качественное (и в достаточном объеме) проведение вскрышных работ; оттаивание и предохранение пород от промерзания; разупрочнение массива глинистых и сцементированных трудноразрабатываемых песков; снижение технологических и эксплуатационных потерь ценного компонента; нейтрализация или ликвидация экологических последствий горных работ; обеспечение надежного водоснабжения и высококачественной очистки промышленных стоков; проведение зимнего ремонта качественно и в сжатые сроки.

При успешном решении этих вопросов можно увеличить производительность драг в 1,5–2,0 раза, продлить промывочный сезон, снизить себестоимость продукции на 30–50 %, оздоровить экологическую обстановку в районе ведения дражных работ и тем самым значительно повысить эффективность способа в целом.

Для повышения извлечения мелкого золота необходимо внедрить на драгах (и в гидромеханизации) новое, более эффективное обогатительное оборудование: отсадочные машины "Труд-12", "Труд-6", МО-416, концентрационные столы, отечественные центробежные концентраторы.

Между тем уже много лет традиционной схемой обогащения на забайкальских драгах является дезинтеграция и грохочение песков в дражной бочке и улавливание ценного компонента на шлюзах, с помощью которых можно извлекать фракции золота лишь величиной более 0,25 мм. В Читинской области только одна драга работает по отсадочной технологии (Ксеньевский прииск), все остальные — по шлюзовой.

Первые гидромеханизированные разработки в Забайкалье появились в середине 1960-х годов. Это были небольшие артели старателей, оснащенные маломощными бульдозерами на базе тракторов Т-100, промывавшие пески на простейших гидровашгердных приборах. Работали они малоэффективно, золота добывали меньше 3 % от общей россыпной золотодобычи. Значительное увеличение доли гидромеханизированной разработки россыпей отмечается с середины 1970-х годов, когда были созданы крупные старательские артели, оснащенные достаточно мощной и высокопроизводительной землеройной и промывочно-обогатительной

техникой. К сожалению, с этого времени меньше внимания стало уделяться дражным разработкам.

В настоящее время гидромеханизированный способ разработки россыпных месторождений широко распространен на территории Читинской области, где этим способом добывается основная часть золота.

При этом используются различная землеройная техника и обогатительное оборудование. На вскрышных работах обычно применяются бульдозерно-рыхлительные агрегаты на базе тракторов Т-330 (ДЗ59ХЛ), Т-500 (ДЗ-141ХЛ), ДЭТ-250 (Д-384А), а также Д-9Н фирмы "Катерпиллер", 41В фирмы "Фиат-Аллис" США, Д-355А фирмы "Комацу" (Япония), на подаче песков — бульдозеры ДЗ-27С на базе тракторов Т-130 и Т-170.

Обогащение песков производится чаще всего на промывочных установках (промприборах) ПГШ-II-50 в комплексе с гидроэлеваторным устройством УГЭ-II-350 (гидроэлеватор ГЭ-170/350) и шлюзом глубокого наполнения ШГ-III-1000. Размыв песков на гидровашгерде осуществляется, как правило, гидромонитором ГМН-250. Для улавливания мелкого золота в некоторых случаях применяются отсадочные машины МОД-1М, концентрационные столы СКО-0,7 и др.

Дальнейшее повышение эффективности гидромеханизированного способа разработки может быть достигнуто посредством применения конвейерно-скруберных промприборов (ПКС), гидравлических с барабанным грохотом без головного шлюза (ПГБ) и с головным шлюзом (ПГБШ); использования более современного обогатительного оборудования, особенно для улавливания мелких и тонких фракций; широкого внедрения мощной землеройной техники, а при освоении глубоко залегающих погребенных россыпей — транспортных схем с разработкой горных пород экскаваторами, погрузчиками, с применением автомобильного, конвейерного, гидравлического и других видов транспорта.

Глава 2

ЗАРУБЕЖНЫЙ И РОССИЙСКИЙ ОПЫТ ДРАЖНЫХ РАЗРАБОТОК РОССЫПЕЙ

2.1. Опыт дражных разработок россыпей за рубежом

Одним из основных способов разработки россыпных месторождений за рубежом является дражный. Многочерпаковыми драгами из россыпей добывают золото и платину (США, Канада, Колумбия, Перу и др.), алмазы (Намибия, Гана, ЮАР), олово (Индонезия, Малайзия, Таиланд, Нигерия, Боливия), редкие и радиоактивные металлы (Индия, Австралия, ЮАР, США). Число работающих многочерпаковых драг за рубежом превышает 200, причем больше 120 из них эксплуатируются на оловосодержащих россыпях в Индонезии, Малайзии и Таиланде.

Эксплуатация современных драг считается наиболее эффективным способом по сравнению с другими известными средствами разработки россыпей. Так, например, при отработке участка Клеар-Крик 100-литровой драгой компании "Квинстейк Рисорс Лимитед" (территория Юкон, Канада) затраты на добычу одной унции золота составили 165 кан. дол., в то время как при отработке аналогичного участка Блек-Хилх гидромеханизированным способом (бульдозеры и шлюзовые промприборы) — 284 кан. дол. за унцию золота.

В настоящее время идет активный поиск основных путей совершенствования драг и дражного способа разработки с помощью программирования и автоматизации основных технологических процессов. Модернизация конструкции драги, ее отдельных узлов и механизмов, в частности небольших переносных драг, предоставит возможность экономически выгодно отрабатывать малые континентальные россыпи; увеличит глубину драгирования. Создание нового обогатительного оборудования позволит повысить извлечение ценного компонента; внедряются новые технологии подготовки трудноразрабатываемых и мерзлых россыпей, а также труднообогатимых песков к драгированию.

За рубежом наиболее широкое распространение получили многочерпаковые драги. Их используют, главным образом, при разработке континентальных и прибрежно-морских россыпей, расположенных на глубине до 50 м ниже уровня воды. Этими драгами можно разрабатывать породы практически любой крепости и состава, встречающиеся в россыпных месторождениях. Однако при разработке россыпей, сложенных весьма валунистыми и хорошо сцементированными и вязкими глинами, многочерпаковые драги действуют неэффективно. Наиболее выгодно применять такие драги при разработке россыпей большой мощности — морских и озерно-речных, а также пойменных и ключевых. По сравнению с драгами всасывающего типа, многочерпаковые агрегаты имеют ряд преимуществ и недостатков.

К преимуществам можно отнести то, что режущие кромки черпака производят в основном восходящее срезывающее усилие на забой, в то время как ре-

жущий орган фрезерного типа преодолевает сопротивление пород на сжатие, что требует большого расхода энергии на разрушение забоя.

Другим положительным свойством многочерпаковых драг является то, что в плотных и в крепких породах фреза имеет тенденцию подниматься по откосу забоя при повороте поперек его так, что ножи режущего органа срезают породу от старого забоя к новому (верхняя зарубка). Режущий орган разрыхляет породу эффективно в том случае, если он осуществляет подрубку. Многочерпаковая же цепь осуществляет рыхление одинаково в обоих направлениях.

При использовании рабочего органа с фрезой последняя соединяет экскавацию материала с подачей его во всасывающее устройство. Такое объединение функцией выемки и подачи недостаточно эффективно.

Черпаковая цепь драги является черпающим и подъемным механизмом. Ценные минералы, попав в черпак, не теряются, а остаются в нем. Потери песков из черпаков могут произойти из-за просыпания только при разгрузке в завалочный люк на верхнем барабане. На многочерпаковой драге имеется специальное устройство для улавливания просыпавшегося материала.

Погребенный лес, корни и затонувшие бревна создают большие трудности при гидравлическом драгировании, закупоривая всасывающие трубы или фрезу и особенно насосы. От всасывающей драги значительно труднее получить устойчивую подачу твердого материала, чем от многочерпаковой. Гидравлические системы требуют больших объемов воды и часто в количествах, намного превышающих потребности обогащения песков. Преимущества многочерпаковых драг перед гидравлическими очевидны, поэтому последние мало используются в горной промышленности.

Однако многочерпаковые драги имеют и недостатки:

— высокую стоимость;

— расходы на техническое обслуживание и время, затрачиваемое на текущий ремонт, довольно большие по сравнению с таковыми всасывающей драги;

— максимальная глубина драгирования многочерпаковой драгой около 50 м;

— для обслуживания многочерпаковой драги требуется больше работников, чем для всасывающей [IHC Holland..., 1985].

Многочерпаковые драги впервые стали производить в Нидерландах, что было связано с отсыпкой плотин при освоении прилегающей к морю суши, затем эти агрегаты стали выпускать в США и в некоторых азиатских странах. В настоящее время самыми крупными поставщиками драг различных конструкций, в том числе и многочерпаковых, считаются фирма "IHC Holland" (Нидерланды) и ее дочернее предприятие в США "Drag technology corp.", а также "F.V. Pane and Son" и "Eluviel drag Ltd" (Англия). Фирма "IHC Holland" работает на двух верфях: Киндердийк и Слидрехт. Горное оборудование производят на верфи Слидрехт.

Первая многочерпаковая драга, построенная на верфи "IHC Holland", пущена на воду в 1887 г. С тех пор на верфи построено более 143 многочерпаковых драг для россыпных месторождений мира [Buckets..., 1985].

Драгам этой фирмы присущи общие особенности конструкции: черпаковая цепь; верхний барабан, который движет цепь, заставляя черпаки наполняться и поднимая их из воды; черпаковая рама, укомплектованная нижним

барабаном и направляющими роликами, которые поддерживают и направляют движущиеся черпаки; обогатительная установка для переработки песков в первой стадии разделения.

Многочерпаковые драги фирмы "IHC Holland" успешно работают на достаточном удалении от берега и в континентальных естественных или в искусственных водоемах. Относительно небольшие черпаки сочетаются с небольшой, а крупные — с большой глубиной драгирования. Вначале типоряд драг фирмы "IHC Holland" ограничивали несколькими стандартными конструкциями, которые с добавлением или исключением определенных компонентов можно приспосабливать к специфическим условиям. Драга производства фирмы "IHC Holland" для разработки золотоносных россыпей имеет черпаки вместимостью 325 л и комплексную обогатительную установку, питаемую через откидной люк посредством вращающегося грохота. Удаление негабаритов производят через люк для выдачи камней. Хвосты обогащения частично удаляют через желоба, частично — с помощью насоса, питаемого от циклона.

Обогатительная установка включает в себя аппараты трехстадийной отсадки и обогащения концентрата путем гидравлической классификации.

Электромоторы приводят в движение верхний черпаковый барабан драги. Для лебедок подъема черпаковой рамы, головного каната и четырех боковых канатов используют гидропривод.

Расчетная производительность 325-литровой драги составляет 243 тыс. $м^3$/мес. Скорость перемещения — 30 черпаков/мин. Средняя глубина драгирования 11 м ниже уровня воды. Фирма выпускает шесть основных базовых моделей драг с вместимостью черпаков 200, 325, 500, 650 и 800 л. Модели 200 л и 325 л фирма может поставлять в разобранном виде с последующим монтажом на месте работы. Одна из последних моделей фирмы "IHC Holland" — морская многочерпаковая драга (по заказу Индонезии), особенностью которой является подвижное соединение понтона с черпаковой рамой. Такая конструкция обеспечивает постоянное соприкосновение нижнего конца рамы с забоем даже при волнении моря.

За последние 70 лет эта фирма выпустила более 80 многочерпаковых драг. В конце XX — начале XXI в. большое внимание уделяется применению ЭВМ на многочерпаковых драгах и производятся системы автоматического управления этими механизмами. Такое оборудование дает возможность автоматически управлять лебедками бокового перемещения и движением вперед для достижения лучшей производительности, а также вести наблюдение за нагрузкой главного привода и черпаковой цепи, что позволяет драгеру больше внимания уделять собственно россыпи.

Современные многочерпаковые драги с глубиной черпания до 45 м и вместимостью черпака от 100 до 1000 л выпускает английская фирма "Eluviel drag Ltd" (АДЛ) [New pilot..., 1984; IHC Holland..., 1985]. Особенностями этих устройств являются:

— тиристорный привод с контролем крутящего момента и регулировкой силы тока, что упрощает использование автоматического оборудования контроля за скоростью и других средств автоматизации;

— полная сварная конструкция грохота, что облегчает его обслуживание;

— надежная конструкция черпаковой рамы с простым подъемным устройством и тщательно заизолированными подводными подшипниками.

Фирма выпускает стандартный ряд многочерпаковых драг под общим названием "Лебнитц" (табл. 2.1).

Черпаки драг этой фирмы перемещаются с переменной контролируемой скоростью на жестком черпаковом барабане, который вращается в концентрическом направлении на подшипниках. На драгах меньших габаритов барабан подвешивают на нижнем конце с помощью двухтросового, вместо дорогостоящего многоканатного, подъемного устройства, приводимого в движение электромотором переменного тока.

Верхний черпаковый барабан имеет семь граней и, подобно цилиндрическому нижнему черпаковому барабану, рассчитан на сведение к минимуму износа черпаковой ленты. Скорость движения черпаков изменяют с помощью привода с тиристорным контролем, в состав которого входят приспособления для контроля за крутящим моментом и ограничения силы тока с помощью полупроводниковой электронной аппаратуры. Литые черпаки изготовлены из 12–14,5%-й марганцовистой стали. Они имеют цельные кромки и присоединяются с помощью штырей из кованой легированной стали, вставляемых во втулки с двойным клином. Выгрузку из черпаков осуществляет наклонный выпускной желоб с прикрепляемыми на скобах дополнительными нижними желобами для просыпавшегося материала.

Комплексная обогатительная установка состоит из системы грохотов, трехстадийной отсадки с нагрузочными желобами для выдачи хвостов обогащения в отвал.

Маневровыми лебедками, установленными на левом и правом борту, управляют со специального пульта, который находится в кабине, установленной в передней части драги. Кабина с пультом служит рабочим местом драгера. Она оборудована приборами и средствами управления драгой. В состав этого оборудования входит система "Пейсмекер", позволяющая программировать и автоматически регулировать повороты драги, опускание или подъем черпаковой рамы после каждой заходки, скорость хода и перемещения черпаков с помощью кнопочной системы.

Фирма "ОЧП Групп" (образованная в результате слияния двух фирм "Osborn and Chepped " и "F.V. Pane and Son") за время своего существования выпустила около 150 континентальных и морских драг, 40 из которых работают в настоящее время. Одной из последних разработок этой фирмы является

Таблица 2.1

Техническая характеристика драг "Лебнитц" фирмы АДЛ

Вместимость ковша, л	Глубина драгирования (max), м	Мощность, кВт	Масса, т	Длина, м	Ширина, м	Осадка, м	Скорость подачи черпаков, мин	Производительность, $м^3$/мес
170	12	955,5	950	35	17	2,1	30	137 630
280	17	1102,5	1450	43	19	2,9	30	229 380
400	24	1653,8	2500	74	21	3,5	28	299 240
500	39	1911,0	3600	85	23	3,6	27	371 600
625	45	3381,0	8400	90	27	4,0	25	420 530

драга "РР 100" для опережающих разведочных работ, оснащенная 100-литровыми черпаками [New pilot..., 1984; Pearse, 1985]. Она предназначена для разработки небольших россыпных месторождений, расположенных в устьях рек или в болотах с высоким содержанием касситерита, золота, алмазов и других тяжелых минералов, а также для опробования россыпных месторождений (особенно в тех случаях, когда они расположены в отдаленных районах). Отбор валовых проб с помощью драги может заменить разведочное бурение, которое неэкономично в данных условиях из-за больших затрат и недостаточной достоверности опробования. При использовании же драги в качестве разведочной установки ее легко разобрать и перевезти с одного участка на другой. Ее неглубокая осадка позволяет в некоторых случаях осуществить перемещение между рабочими площадками (точками взятия проб) вплавь.

Стоимость драги "РР 100" около 1,5 млн дол., а с учетом транспортирования, монтажа и ввода в эксплуатацию (не считая пошлин и тарифов) — до 2 млн дол.

Технические характеристики "РР 100"

Теоретическая производительность, $м^3$:	
часовая	135
годовая	1 млн
Диапазон черпания, м:	
выше уровня воды	3
ниже уровня воды	12
Количество черпаков, шт.	61
Скорость подачи, черпаков/мин	30
Вместимость черпака, л	100
Габариты драги, м:	
общая длина драги	55
максимальная ширина	12,5
длина понтона	24
ширина понтона	10
осадка	1,5–1,8

Обогатительная установка состоит из одного барабанного грохота диаметром 1,6 м и длиной 6 м, двух водяных насосов для отсадочной машины и шлюзования, восьми двухкамерных отсадочных машин типа "Pan American". Горная масса распределяется с помощью системы Силиттер. На драге могут быть установлены три типа обогатительных установок: для извлечения россыпного золота, касситерита или алмазов. При необходимости на понтоне можно смонтировать установку для обогащения и отбора проб, масса которой не превышает 15 т.

Система маневрирования состоит из двух свай и двух канатов, а в случае необходимости может быть установлен носовой швартов.

Общая потребляемая мощность составляет 275 кВт. Электроэнергию подают с помощью дизельного привода и генератора переменного тока.

Кроме такой драги, фирма производит более мощную модель "РР 175" производительностью 235 $м^3$/ч (1,75 млн $м^3$/год).

Недавно завершено сооружение 170-литровой драги водоизмещением 1300 т по заказу компании "Соуете манерс де Бокванга" (Заир) для извлечения алмазов из россыпей.

Фирма "Джуронг Шиппард", специализирующаяся на строительстве драг, в последние годы предприняла модернизацию выпущенного ею оборудования. На драгах установлены промывочные барабаны с желобом для удаления вскрышных пород. Они имеют теперь более длинные черпаковые рамы, насосы для откачивания хвостов, снабженные гидроциклонами или без них, круглые отсадочные машины, механические распределители и т.п. Отказ от поддержки нижней части черпаковой рамы носовыми канатами позволил увеличить глубину черпания и поднимать валуны большего размера.

В Малайзии этой фирмой построена одна из крупнейших многочерпаковых драг со сварным понтоном, четырехколесным гидроприводом барабанного грохота, платформой новой конструкции для поддержки длинных хвостовых желобов, круглыми отсадочными машинами с увеличенным диаметром барабана (7,6 м). В черпаковой цепи соединительные пальцы и втулки предохраняются от абразивного износа. Водяные насосы и форсунки промывочного барабана представляют собой гибкую систему, работающую даже при поломке одного из компонентов. Кроме того, благодаря этой системе снизилось потребление электроэнергии. Все это позволило увеличить производительность драги до 230 $м^3$/ч.

Многочерпаковые драги широко применяют на разработке россыпей различных минералов и алмазов в США, Канаде, Новой Зеландии, Боливии, Малайзии, Индонезии, Австралии и других странах. Их число превысило 200. Во многих случаях это мощные, многолитражные агрегаты с вместимостью черпаков до 850 л. Их удельный вес в дражном флоте достиг 80 %.

Большинство многочерпаковых драг используется при разработке материковых и прибрежно-морских россыпей.

На добыче золота и платины сейчас работают около 20 многочерпаковых драг. В то же время многие драги простаивают из-за высоких эксплуатационных расходов. Основным способом поддержания экономически выгодной работы драг является увеличение добычи. Это достигается за счет модернизации драг: повышения мощности главного привода, увеличения вместимости черпаков и скорости движения черпаковой цепи.

Например, в Новой Зеландии при разработке золотосодержащей россыпи успешно используют драгу "Коньери". Ее реконструировали, заменив черпаки вместимостью 510 л 560-литровыми, что позволило увеличить производительность до 500 тыс. $м^3$/мес при глубине черпания 27 м.

Вблизи о. Суматра (Индонезия) работает крупнейшая морская драга "Байма", построенная в Сингапуре на верфи "Джуронг Шиппард" фирмой "Биллитон интернейшнл металз". Она оборудована черпаковой рамой длиной 88 м и массой (вместе с черпаками) 1500 т. Черпаковая цепь включает 137 черпаков вместимостью 850 л. Скорость движения цепи — 30–35 черпаков/мин. Глубина черпания 45 м. Рама подвешена на амортизаторах, придающих драге устойчивость при колебаниях воды.

Электрооборудование драги включает три генератора переменного тока мощностью 6200 кВт, тиристорные выпрямители, семь двигателей постоянного тока общей мощностью 342 кВт для приведения в движение черпаковой цепи, черпаковой рамы и боковых лебедок. На борту также установлены двигатели переменного тока для привода обогатительного и вспомогательного оборудования.

Обогатительная установка включает восемь машин "Кливленд" диаметром 7,6 м.

Для наблюдения за положением драги и контроля за всеми технологическими процессами и операциями драга оборудована измерительной и автоматизированной системами управления, с помощью которых можно легко переходить с ручного управления на автоматическое и наоборот.

Драга претерпела реконструкцию, так как в результате крупного пожара (апрель 1980 г.) разрушены стальная конструкция и оборудование кормовой части. После полугодового ремонта на Сингапурской верфи устранили указанные дефекты, а также заменили подшипники скольжения верхнего барабана черпаковой цепи, которые перегревались под нагрузкой и часто были причиной простоев агрегата (до 7 %), самоустанавливающимися роликовыми подшипниками.

Годовая производительность "Баймы" после реконструкции составляет 8 млн м^3 горной массы при режиме работы 6830 ч/год. С ее помощью ежегодно добывают около 1500 т олова.

Драга этого же типа, прибывшая на Аляску из Сингапура, для использования при разработке золотосодержащей россыпи реконструирована компанией "Inspiration". Драга считается одной из крупнейших в мире. Ее длина составляет 105 м, ширина 30, а высота — 42 м. Реконструкция заключалась в размещении на драге компьютерной системы для контроля за всеми процессами. На драге также установили кран грузоподъемностью 45 т для перемещения крупных грузов и других работ. Эта драга, имеющая экипаж 85 чел., работает в три смены при семидневной рабочей неделе.

На Аляске вблизи берега бухты Гудньюс для разработки платиновой россыпи использована многочерпаковая драга типа "Юба". Она оборудована 100-черпаковой цепью и черпаками вместимостью 240 л. Конструкция рабочего органа позволяет вести добычу с глубины 18 м. Потребляемая мощность 740 кВт.

Рабочий сезон начинали с 1 апреля, а заканчивали в ноябре. Опыт работы этой драги показал, что использование ее на участках с незначительным содержанием металла экономически невыгодно: затраты в 7 раз превышали стоимость добытого металла. Поэтому теперь ее эксплуатируют на более богатых участках россыпи. В результате экономические показатели были улучшены, а производительность драги составила 5350 м^3/сут, или около 1 млн м^3/год.

В Колумбии при разработке золотоносной залежи с содержанием золота 260 мг/м^3 используют 5 драг, суточная производительность которых по 15 тыс. м^3/сут, и одну — производительностью 23 тыс. м^3/сут. Эти комплексы добывают основную массу золота (6 т/год) [Schiller, 1980].

Многочерпаковая драга фирмы "Квинстейн ресоурсез, Лтд." — единственная, работавшая в Канаде на руднике "Крипл Крик". Ее собрали в 1942 г. Она имела черпаки вместимостью 100 л и проработала до 1979 г. (37 лет), но была в эксплуатации только 13 лет. В 1980 г. ее модернизировали, оборудовав 70-черпаковой цепью с черпаками вместимостью 105 л каждый. Скорость движения цепи — 24 черпака/мин. Масса рамы и черпаковой цепи этой драги составляет 50 т. На драге установили новый дизельный двигатель "Катерпиллер" с генератором мощностью 300 кВт. С помощью этой драги разработана неглубокая (3–4,2 м) золотосодержащая залежь мощностью 0,9 м. Работая в трехсменном режиме, за 24 ч драга промывала 1520 м^3 песков. Затраты на строительство драги составили 3,5 млн дол. Себестоимость 1 м^3 добычи — 3,91 дол., ценность добытого песка — 13,08 дол./м^3. В 1983 г. она переработала более 200 тыс. м^3 горной массы, из которой было получено 131,2 кг золота.

Сравнение использования этой драги с разработкой участка "Блэк Крик" бульдозерно-шлюзовым способом показало значительную эффективность дражной разработки: себестоимость добычи этим способом составила 165 канадских дол. за унцию золота, а при бульдозерно-шлюзовом — не ниже 284 дол. Эту диспропорцию объясняли тем, что по сравнению с драгой бульдозерные погрузчики расходуют в 3 раза больше горючего и содержание их в 2 раза дороже [Story, 1981].

В Индонезии, Малайзии и Таиланде многочерпаковые драги широко используют при разработке оловосодержащих россыпей. Общее число драг этого типа в регионе превышает 120.

В Индонезии на значительных прибрежно-морских участках на относительно небольшой глубине залегают материковые россыпи касситерита. На крупнейшем в стране месторождении олова, расположенном вблизи о. Бланка, на глубине около 30 м залегают до 40 % запасов, которые отрабатывают драгами, построенными до 1975 г. Десять процентов запасов олова, находящихся на глубине около 45 м, отрабатывают мощными драгами с вместимостью ковша до 850 л. В 1978 г. в Индонезии была сдана в эксплуатацию 620-литровая драга "Банка-2" производительностью 5,35 млн м^3/год. Глубина черпания составила 45 м. На драге установлено обогатительное оборудование — отсадочные машины "Юба". Драга работает в море в пределах береговой зоны (в 32 км). В состав команды этого агрегата входит 110 чел. Всего в настоящее время для отработки оловянных россыпей в Индонезии используют более 30 многочерпаковых драг различной мощности (60–850 л). Ввиду того, что 15 % запасов олова находится на глубине до 100 м, а 28 % — на больших глубинах, серьезное значение стали придавать созданию и использованию глубоководных драг.

На внутренних водоемах Малайзии действуют около 60 многочерпаковых драг. Средняя глубина разработки достигала 45 м, но известны случаи, когда разработку вели на глубине 60 м (при этом была произведена предварительная частичная вскрыша россыпи дражного полигона с использованием землеройных машин — скреперов, бульдозеров и т.п.). Наблюдались случаи выемки драгами разреза до глубины 70 м ниже поверхности земли, но продуктивную работу затрудняла недостаточная устойчивость бортов.

Применяемые драги имели различную мощность. У наиболее крупных вместимость ковшей составляла 650 л, а глубина черпания — 46 м.

Практика Малайзии показала, что применение драг требует значительных капиталовложений, поэтому добычу преимущественно контролируют иностранные фирмы [Jackson, 1980].

Для разработки рутиловой россыпи Могвемба (Республика Сьерра-Леоне) в Сингапуре изготовили многочерпаковую драгу в комплексе с плавучей обогатительной установкой. Драга имеет цепь из 68 черпаков вместимостью 660 л. Скорость движения цепи при глубине черпания 16 м составила 26 черпаков/мин. Мощность электродвигателей — 4200 кВт. Электроэнергию на драгу подавали от электростанции, установленной на берегу.

Производительность драги составила 1545 т/ч горной массы. Добываемые пески проходили на борту драги промывку и дезинтеграцию в скрубберах и на грохотах, материал с крупностью фракций больше 1 мм перекачивали на плавучую обогатительную установку, а меньше 1 мм — в отвал. Режим работы драги — 6 тыс. ч/год.

Мощную многочерпаковую драгу использовали во Франции для разработки аллювиальной россыпи кремнистых пород мощностью 7 м. Полигон "Пози", на котором использовали эту драгу, находится в бассейне р. Сена. Покрывающий россыпь слой грунта имеет мощность 1,5 м.

Драга оснащена черпаковой цепью с 42 черпаками вместимостью 240 л. На понтоне шириной 10 м и длиной 66 м установлены три лебедки, заякоренные на берегу. С их помощью драга перемещается по акватории полигона.

На борту драги смонтирована обогатительная установка. Подаваемый материал разгружают на первичный грохот. Надрешетный продукт + 60 мм, содержащий куски массой до 300 кг, поступает по конвейеру в щековую дробилку типа "Дрэгон" с приемным отверстием 800 × 500 мм и измельчается до 80 мм.

В приведенном обзоре дан далеко не полный опыт применения многочерпаковых драг при разработке россыпных месторождений. Появление дражных установок с другими конструкциями рабочего органа (о чем сказано выше) создало определенного рода конкуренцию многочерпаковым агрегатам, особенно с позиций экономики. Поэтому специалисты фирмы "IHC Holland" подчеркивают, что необходимо производить тщательный выбор драг с черпаковыми цепями по размеру и типу в зависимости от горно-технических условий разработки и запасов россыпи, т.е. в каждом случае существуют оптимальные параметры, за пределами которых работа драг становится экономически менее эффективной.

2.2. Основные направления совершенствования дражного флота за рубежом

В последние годы зарубежные фирмы, занимающиеся производством и эксплуатацией драг, предприняли ряд практических шагов, позволяющих интенсифицировать ведение дражных работ, совершенствовать техническую оснащенность драг и расширять область их эффективного применения при разработке россыпей различного состава [Опыт..., 1987].

Большинство специалистов считают, что современные драги являются наиболее эффективными горными машинами для разработки россыпей по сравнению с другими механизмами, так как обеспечивают наилучшие технико-экономические показатели разработки. Для повышения экономической эффективности дражных разработок во многих странах стали в широких масштабах применять вскрышные работы с использованием землеройно-транспортного оборудования и земснарядов. Кроме того, систематически увеличиваются расходы на расширение изысканий в области технического совершенствования конструкций драг и внедрения современных более износоустойчивых материалов и изделий для дражного флота.

Можно выделить несколько основных направлений развития дражного флота, к которым относятся следующие.

1. Создание приборов для контроля любых изменений внешних условий и меняющихся режимов драгирования, позволяющих обеспечить лучшее заполнение черпаков.

Ряд фирм выпускает комплекты автоматического оборудования для установки на драгах и обеспечения их надежной работы. Одну из таких автоматизированных систем ("Рейсмаркер") выпускает фирма АМКО для многочерпаковых драг. Такая система позволяет осуществить полное программирование и автоматическое регулирование ряда технологических процессов: поворот, опускание органа после каждой заходки и соответствующую скорость перемещения черпаков и хода драги.

Фирма "American marine and machinery Co Inc." предлагает регулируемую вакуумную систему контроля, с помощью которой можно прекратить поворот драги, когда вакуум достигает заранее заданной величины; поворот возобновляется после опорожнения черпаковой цепи и падения вакуума.

Система "Drag profil monitor" этой же фирмы позволяет создать любой профиль дражного забоя и контролировать его с высокой степенью точности. Основные параметры, закладываемые в систему, — глубина резания, ширина заходки и длина судна. Положение режущего органа позволяет определить замеры угла его наклона и вертикали, перемещения высоты волн от рамы относительно уровня воды, угла крепи относительно вертикали, а также показания гирокомпаса. Вся информация поступает на ЭВМ для отработки, а результаты выдаются на дисплей.

2. Создание более совершенных конструкций драг, отдельных узлов и агрегатов. Это направление развивается за счет расширения типоразмеров драг в сторону увеличения вместимости черпаков.

Значительное место отведено улучшению конструкции исполнительного органа, в частности черпаков, а также увеличению производительности за счет оптимальной скорости их перемещения. Все это зависит от правильного выбора материала для изготовления черпаков, а также других узлов драги.

Как уже говорилось ранее, агрегаты и узлы драг работают в чрезвычайно тяжелых условиях, подвергаясь воздействию воды и ее агрессивных соединений, абразивному влиянию горных пород, динамическим нагрузкам. В связи с этим многие фирмы-производители уже давно применяют высокостойкие стали для изготовления узлов драг. Кроме того, появился ряд материалов (в том числе синтетических), которые наносят в виде покрытий на черпаки, цепи и

другие части. Одним из таких материалов является линатекс, изготовляемый из свежего сока каучуконосов (латекса) без нагревания и перемешивания.

Линатекс способен прочно скрепляться с различными материалами, поэтому его используют для внутренней облицовки труб, желобов, шлюзов обогатительных фабрик.

Для этих целей применяют также неопрен. Покрытая этим материалом поверхность дражной бочки проработала дольше, чем обычная. Кроме того, использование неопрена позволило уменьшить толщину перфорированных листов.

3. Создание компактных разборных драг, что позволит приступить к интенсивной разработке небольших континентальных россыпей, на которых монтаж громоздких драг или применение других способов разработки экономически невыгодны.

4. Увеличение глубины черпания (более глубокое драгирование). В этом случае при наличии полезных ископаемых с высоким содержанием следует развить некоторые концепции разработки на больших глубинах (многогрейферные системы, черпаковые рамы из двух частей, например конструкции фирмы "IHC Holland", драгирование из подводных лодок).

5. Оснащение обогатительных установок современными приборами и системами, контролирующими состав поступающего и выходного продуктов, что позволит повысить извлечение. Введение новых типов концентраторов и грохотов с более высокой производительностью.

Особое место занимает появившаяся недавно тенденция к оснащению драг вторым драгирующим аппаратом для опережающей, но совмещенной во времени выемки торфов. Это направление в настоящее время считают наиболее прогрессивным, имеющим хорошую перспективу.

2.3. Отечественный опыт дражной разработки россыпных месторождений

Дражные разработки россыпей в России ведутся на обширной территории Дальнего Востока, Северо-Востока, Якутии, Забайкалья, Восточной Сибири, Алтая, Западной Сибири и Урала.

Характерной особенностью разрабатываемых месторождений является то, что большинство из них (до 90–95 %) относятся к трудноразрабатываемым, а входящие в их состав пески — к труднообогатимым вследствие расположения их в географо-климатических зонах с суровым климатом, где почти повсеместно распространена (за исключением южных районов Западной Сибири, Алтая, и Урала) многолетняя и глубокая сезонная мерзлота. Около 40 % россыпей являются глинистыми и высокоглинистыми, или сцементированными. Кроме глубокозалегающих Ленских россыпей разведаны подобные месторождения на Дальнем Востоке, в Якутии, Забайкалье и в других районах, которые в большинстве имеют относительно небольшую мощность продуктивного пласта и мощную толщу пустых пород (до 30–40 м и более). Все это в значительной мере затрудняет разработку месторождений, является причиной низкой производительности, значительных потерь ценного компонента, снижения технико-экономических показателей работы драг в целом.

Современный дражный флот России состоит в основном из 80-, 150-, 250-, 380-литровых и одной 600-литровой драги. Распределение драг (по суммарной емкости черпаков) от общего их количества характеризуется примерно следующим: 50–80 л — 7,5 %; 150–180 л — 9,5; 210–250 л — 62; 380 л — 21 %. Самый большой дражный флот как по числу драг, так и по суммарной емкости ковшей (свыше 20 %) производит разработки россыпей Амура [Костромин, 1994; Колмогоров и др., 1998].

До 1976–1977 гг. рост производительности труда составлял 3–5 % в год при относительно низкой себестоимости добычи 1 м³ песков. С 1976 по 1980 г. строительство драг прекратилось ввиду снижения уровня технико-экономических показателей их эксплуатации и значительного увеличения фондоемкости. Возобновилось строительство новых драг в начале 1980-х годов. В этот период снизился удельный вес дражного способа разработки россыпей с 75 до 55–60 %. Это связано главным образом с ухудшением горно-технических, горно-геологических и геокриологических условий разработки (доля трудноразрабатываемых россыпей возросла до 90–95 %, мерзлых — до 85–90, среднее содержание металла снизилось на 20–25 %), а также с негативным отношением некоторых специалистов.

По состоянию на 1985 г. на территории России работало 185 драг: из них емкостью 50–80 л — 40, 150–180 л — 23, 210–250 л — 100, 380 л — 21, 600 л — 1. Распределение мощности драг по предприятиям было следующим (%): объединение "Амурзолото" — 17,7, "Уралзолото" — 13,9, "Лензолото" — 15,6, "Забайкалзолото" и "Енисейзолото" — по 11, "Северо-Востокзолото" — 10,2, "Алданзолото" — 5,3, "Приморзолото" — 4,6, "Джугджурзолото" — 3,5, "Запсибзолото" — 3,6, "Индигирзолото" и "Качканарский ГОК" — по 1,3, РЭП "Таджикзолото" — по 1.

К 1990 г. в России находились в эксплуатации 164 драги. В дальнейшем число работающих драг сократилось и к 1996 г. составило 138 [Колмогоров и др., 1998] (табл. 2.2).

В настоящее время в России эксплуатируются около 110 драг. Точные сведения получить трудно, так как некоторые драги находятся на консервации, другие отработали свои полигоны и перемещаются на новые месторождения, третьи — в ремонте и т.д. Главными районами дражных разработок по-прежнему остаются Дальний Восток (Хабаровский край, Якутия, Амурская область), Восточная (Забайкалье, Иркутская область, Красноярский край) и Западная Сибирь, Урал.

Таблица 2.2

Дражный флот России по состоянию на 1996 г.

Край, область, республика	Кол-во драг	В том числе с вместимостью черпака, л				
		80	150	250	380	600
Амурская область	36	3	3	29	1	—
Красноярский край	19	6	4	9	—	—
Иркутская область	16	—	—	7	8	1
Магаданская область	12	—	—	10	2	—
Читинская область	12	4	—	8	—	—
Республика Якутия	11	—	—	11	—	—
Свердловская область	11	—	—	8	3	—
Кемеровская область	9	7	1	1	—	—
Хабаровский край	8	1	1	4	2	—
Новосибирская область	3	2	—	1	—	—
Челябинская область	1	—	—	1	—	—
Всего в России...	138	23	9	89	16	1

Основными объектами дражных разработок Дальнего Востока, да и всей России, является Амурская область, где сосредоточено свыше 20 % (по суммарной емкости черпаков) дражного флота. На те-

кущий период в эксплуатации находятся 26 драг. Крупнейшими предприятиями золотодобычи из россыпей являются ОАО "Прииск Соловьевский" и прииск "Дамбуки". Драгами разрабатываются золотороссыпные провинции Уркиминская, Соловьевская, Уруша — Ольдонская и др. Сезонная производительность драг по горной массе составляет от 350–400 тыс. м^3 до 1,3–1,5 млн м^3. Кроме Амурской области, на Дальнем Востоке дражная разработка россыпей ведется в Якутии и Хабаровском крае. Основными предприятиями дражных разработок в Якутии являются ОАО "Джугджурзолото" и "Алданзолото". В частности, на базе старательской артели "Дражный", входящей в состав ОАО "Джугджурзолото", работают 5 драг, которые за сезон промывают около 2,5 млн м^3.

Восточная Сибирь представлена такими основными объектами дражных разработок, как Иркутская область и Красноярский край. Основная часть разработки россыпных месторождений Иркутской области сосредоточена на севере в Бодайбинском районе. Здесь же находится самое крупное золотодобывающее предприятие ОАО "Лензолото", где работают 10 драг. Всего в Иркутской области на сегодняшний день эксплуатируются 14 драг. В Красноярском крае основными районами дражных разработок являются Северо-Енисейский и Южно-Енисейский районы.

В Забайкалье дражный способ преимущественно представлен в ОАО "Ксеньевский прииск" и в артели старателей "Даурия". Имеются драги также в Красночикойском районе Читинской области (ООО "Ресурс" и ООО "Тайга") и Могочинском районе (ОАО "Рудник Ключи"). В 2006 г. коллективы двух 250-литровых драг артели старателей "Даурия" добились неплохих результатов. Так, одна из драг переработала за сезон 888 тыс. м^3 горной массы, а вторая промыла 1012 тыс. м^3. Показатели работы драг Ксеньевского прииска несколько хуже: от 400 до 650 тыс. м^3 за сезон. На руднике Ключи 250-литровая драга промыла 332 тыс. м^3 горной массы, 50-литровая драга, разрабатывающая месторождение на р. Хилкотой за неполный сезон (с июня по середину ноября), промыла 81 тыс. м^3.

Новые драги не строили с 1988 по 1993 г. Тем не менее после 1991 г. в условиях рынка оказалось, что затраты на добычу 1 м^3 полезного ископаемого дражным способом ниже, чем при других способах разработки, и составили, как отмечалось выше, в относительных единицах для Забайкалья: драги — 1, гидромеханизация — 1,3, открытая разработка рудных месторождений — 2,5; для Амурских россыпей: драги — 1, гидромеханизация — 2–3. Разница в соотношениях себестоимости забайкальских и амурских драг объясняется более высокопроизводительной и эффективной работой Амурского флота. Сменная производительность труда рабочего по переработке горной массы при дражном способе разработки выше, чем при гидромеханизации, в 1,3–1,7 раза [Костромин, 1994].

Дражный флот Забайкалья и Дальнего Востока на 75 % состоит из 250-литровых драг. Продолжительность промывочного сезона изменяется в широких пределах от 90–100 до 292 сут при средней продолжительности работы драг 185–195 сут/год. Это зависит от многих причин: климатических условий района; наличия достаточного количества воды, особенно в весенний и осенний периоды; степени подготовленности полигонов и самих драг для зимней работы; продолжительности и качества капитального ремонта.

Драги обычно начинают работать в апреле — мае, заканчивают — в конце ноября. Некоторые драги при успешном решении вопросов вскрыши торфов, оттаивания и предохранения полигонов, водоснабжения разреза, ремонта, работают с начала — середины марта до середины — конца декабря. Капитальный (зимний) ремонт драг длится от 1 до 4 мес, начинается в январе — феврале и заканчивается обычно в апреле — мае, иногда — в марте или июне [Костромин, Старков, 1992].

Сезонная производительность отдельных 250-литровых драг составляет 300–500 тыс. м^3 при проектной 750–800 тыс. м^3 (см. табл. 2.2–2.4), в то же время на полигонах, где качественно проведены вскрышные работы, оттаивание и предохранение от промерзания, в аналогичных условиях драги могут промывать до 1,5–1,7 млн м^3 ("Амурзолото") [Костромин, 2001].

На вскрышных работах используются чаще всего мощные бульдозеры типа Д-355, Т-330, Т-500, Д-9Н и другие, шагающие экскаваторы ЭШ-5/45,

Таблица 2.3

Объем драгирования горной массы и вскрыши на полигонах некоторых 250-литровых драг Забайкалья, тыс. м^3

Показатель	Год	Номер драги								
		161	167	53	168	163	164	159	162	165
Драгирование	1989	436,2	466,4	561,6	471	575	440	718,3	750	415
	1988	382,8	299	—	765	719,6	305,6	913,2	722,5	379,3
	1987	320,9	297,9	500,2	693,5	—	—	826,7	853	—
Вскрыша торфов	1989	—	63,0	198,5	230,3	0	120	438,1	400	160
	1988	398,6	430,4	—	129,5	125,3	12,0	401,5	344,4	84,1
	1987	1236	121,2	—	173,7	—	—	483	242,5	—

Таблица 2.4

Объем драгирования горной массы и вскрыши на полигонах некоторых 250-литровых драг Амура, тыс. м^3

Показатель	Год	Номер драги									
		90	110	111	113	207	68	223	226	229	230
Драгирование	1990	467	1159	574	528	985	908	579	815	515	414
	1989	469	991	724	512	806	905	481	374	585	382
	1988	707	1222	682	546	798	1136	738	488	409	—
	1987	350	1343	793	615	847	703	729	701	138	—
	1986	792	1214	879	922	791	624	771	629	—	—
Вскрыша	1990	315*/199	94/19	163/9	3/49	40/477	164/0	304/290	282/692	27/330	91/222
	1989	231/236	144/303	85/552	217/294	169/701	8/0	259/172	1/331	88/194	122/162
	1988	77/304	69/119	136/281	57/406	158/430	20/0	72/192	93/229	97/415	—
	1987	100/242	355/197	85/56	8/315	31/636	0/0	0/327	35/214	39/533	—
	1986	46/485	93/357	263/1098	57/848	2/512	—	35/180	0/244	—	—

* Числитель — текущая вскрыша, знаменатель — перспективная.

Примечание. В настоящее время показатели работы драг примерно такие же.

ЭШ-10/60, а также ЭШ-15/90, ЭШ-25/100 ("Лензолото") и др. Сезонная производительность (тыс. м^3) достигает у бульдозеров: 650–695 (Д-355); 450–480 (Т-500); 220–230 (Т-330); у экскаваторов — 600–685 (ЭШ-5/45), 1,0–1,4 млн м^3 (ЭШ-10/60). В настоящее время имеется достаточное количество землеройной техники и в целом состояние вскрышных работ на дражных полигонах можно считать удовлетворительным.

Однако на полигонах некоторых драг вскрыша ведется с незначительным опережением добычи песков (на 1–1,5 года) и на незначительную глубину (2,0–3,0 м). Объемы вскрышных работ на одном полигоне драги, составляющие иногда 50–200 тыс. м^3 в год (см. табл. 2.3, 2.4), или 10–25 % от необходимого объема переработки песков (750–850 тыс. м^3/год) для данного типа драг (250-литровая), явно недостаточны для их успешной работы в условиях многолетней мерзлоты. Эффективность оттаивания горных пород методом солнечной радиации в таких условиях низкая. В этом видится резерв более полного использования мощной землеройной техники. Другим фактором интенсификации вскрышных работ является увеличение годовой производительности шагающих экскаваторов, которая, например, для ЭШ-5/45, в настоящее время в среднем составляет около 400 тыс. м^3 [Костромин, 2001].

Большой вклад в теорию и практику вскрышных работ на дражных полигонах внесли ученые: Б.А. Бланков, Е.Т. Жученко, В.И. Емельянов, В.И. Натоцинский, В.В. Сборовский, Г.В. Секисов и др.

Оттаивание многолетней мерзлоты производится методами водно-тепловой мелиорации и естественным, с использованием энергии солнечной радиации.

Научными исследованиями и практическими разработками в области совершенствования способов оттаивания пород дражных полигонов занимались Э.И. Богуславский, Ю.М. Ведяев, В.Г. Гольдтман, Е.Т. Жученко, В.В. Знаменский, Г.З. Перльштейн, А.В. Рашкин, В.М. Старков, С.Д. Чистопольский и др. Они научно обосновали и разработали практические рекомендации по применению способов их модификаций для различных условий на разрабатываемых месторождениях. Чаще применяется радиационный метод как более технологичный, простой и дешевый и в то же время достаточно эффективный. Результаты исследований ученых и практические разработки позволяют эту проблему решать достаточно успешно.

Предохранение дражных полигонов от промерзания в большей степени производится посредством затопления разрабатываемых площадей и применения теплоизоляционных покрытий (снег, пенопластовые плиты, искусственные водовоздушные и полимерные пены, рыхление верхнего слоя торфов и др.).

Существенный вклад в решение вопросов предохранения дражных полигонов от глубокого сезонного промерзания внесли Ю.М. Ведяев, Б.В. Левинский, В.Г. Пятаков, А.В. Рашкин, М.В. Старков, П.Ф. Стафеев и др.

Основными недостатками предохранения пород от промерзания с использованием теплоизоляционных материалов являются большая трудоемкость и высокая стоимость работ, а также их сравнительно низкая эффективность. Их применяют в тех случаях, когда предохранение водой невозможно по какой-либо причине. Наибольшее распространение на россыпях Сибири, Забайкалья, Дальнего Востока получил способ предохранения пород от промерзания

путем затопления дражных полигонов, который для этих условий является наиболее эффективным в том случае, если на затопленных площадях удается сохранить необходимый уровень воды в течение требуемого периода предохранения. Однако часто вода, вследствие значительной водопроницаемости пород, из которых сооружаются полигоны, удерживается на затопленных площадях не более 10–50 сут. Горные породы после этого промерзают на глубину до 2,5–4,0 м, что в значительной мере затрудняет дальнейшую отработку. Поэтому в последнее время стали применять достаточно надежные противофильтрационные экраны из полимерных пленок и химических реагентов. Однако анализ эффективности этих экранов показал, что требуется проведение дальнейших исследований. Кроме того, при составлении технических проектов гидротехнических сооружений почти не находят отражения новые противофильтрационные средства, поскольку не разработаны технологические схемы и не обоснованы их рациональные параметры для различных условий драгируемых месторождений. Частично это сделал проф. А.В. Рашкин [Рашкин и др., 2004], однако для инженерных расчетов и проектирования в условиях предприятий необходимы более простые зависимости с меньшим числом исходных данных.

Для повышения эффективности разработки глинистых, высокоглинистых и сцементированных пород россыпных месторождений изыскиваются различные способы ослабления связей между минеральными частицами и глинистым материалом. Так, известны работы В.П. Мязина, Т.С. Потаповой, В.В. Троицкого и др., в которых разупрочнение массива россыпи предлагается производить высокоэффективными химическими реагентами-диспергаторами. Эти исследования признаны наиболее перспективными.

Традиционная технология насыщения глинистого массива реагентом посредством скважин с последующей подачей воды является в значительной мере сложной и связана с большими материальными и трудовыми затратами, высокой стоимостью работ. Для условий дражной разработки россыпных месторождений технология разуплотнения глинистых горных пород должна быть максимально простой, т.е. без использования дорогостоящего и трудоемкого бурения скважин, насыщения их реагентом-диспергатором. Поэтому изыскание простой технологии разупрочнения глинистых россыпных месторождений актуально для повышения производительности, снижения себестоимости, сокращения потерь металла на дражных разработках.

Потери песков при дражном способе разработки россыпей значительны (особенно при промывке глинистых и высокоглинистых месторождений) — до 50–60 %, иногда даже больше (Западная Сибирь, Алтай) [Костромин, Позлутко, 1996]. Эксплуатационные потери ценного компонента наиболее характерны для межшаговых и межходовых целиков, где они достигают 20–25 % и более. Все это существенно влияет на полноту извлечения ценного компонента, использование недр, решение вопросов реактивации. Потери песков могут косвенно увеличивать негативное воздействие на окружающую среду вследствие повторной, иногда многократной переработки данного месторождения.

Существующие методики определения эксплуатационных потерь песков в межшаговых и межходовых целиках не учитывают особенностей работы черпающего аппарата драги, глубины драгирования. Создание методик более дос-

товерного определения потерь песков в этих целиках позволит использовать их при проектировании горных предприятий, прогнозировать запасы металла в геотехногенных россыпях или разрабатывать и принимать соответствующие меры по их сокращению (ликвидации).

Анализ 100-летней практики эксплуатации драг и ее современного состояния показывает, что, по крайней мере, в ближайшие 15–20 лет имеются значительные резервы в повышении ее эффективности, связанные главным образом с освоением сложных трудноразрабатываемых и труднообогатимых месторождений (до 90–95 % всех запасов россыпей), расположенных в географо-климатических зонах со значительным распространением многолетнемерзлых пород. Несмотря на большую глубину залегания месторождений (до 50–60 м), значительную мощность торфов (до 30–40 м) и сложность их состава, наличие труднообогатимых песков (высокоглинистых и сцементированных) и невысокое содержание ценного компонента, они могут быть в ближайшие годы отработаны дражным способом.

Требуемого уровня эффективности дражных разработок россыпей можно достичь лишь на основе единого комплекса теоретических методов, осуществления технических усовершенствований, включающих в себя:

— разработку технологии и обоснование рациональных параметров технологических схем предохранения горных пород от промерзания затоплением и увязке их с производством вскрышных работ;

— разработку методик определения потерь песков в межшаговых и межходовых целиках;

— разработку простой, дешевой, нетрудоемкой технологии обработки массива реагентами-диспергаторами с целью разупрочнения массива высокоглинистых песков;

— усовершенствование технологий разработки геотехногенных россыпей и в условиях высокогорья;

— модернизацию замкнутых локальных систем водоснабжения и очистки сточных вод применительно к дражным разработкам, обеспечивающим увеличение продолжительности промывочного сезона и производительности драг, повышение извлечения металла, снижение эксплуатационных затрат и отрицательного влияния горных работ на окружающую среду.

В результате проведенных нами исследований задачи, составляющие проблему повышения эффективности дражных разработок россыпей, в основном решены. Результаты исследований, кроме производственной сферы, можно использовать и при проектировании горных предприятий, разрабатывающих россыпные месторождения, а также при дальнейшем проведении научно-исследовательских работ и в учебном процессе.

2.4. Классификации

Существующие классификации россыпей основаны прежде всего на геолого-генетической основе и не в полной мере учитывают особенности, определяющие способы их разработки и исходные данные для проектирования и текущего планирования горных работ на дражных полигонах. В связи с этим нами

Таблица 2.5

Классификация россыпей

Группа		Подгруппа		Класс		Тип		Вид	
Индекс	Наименование	Индекс	Наименование	Индекс	Наименование	Индекс	Наименование	Индекс	Наименование
I-I	Континентальные	I-Iа	Низинные	А	Русловые	I	Весьма крупные	1	Весьма глубокие (35–60 м)
		I-Iб	Россыпи возвышенностей	Б	Долинные			2	Глубокие (15–35 м)
		I-Iв	Россыпи низкогорья	В	Террасовые			3	Средней глубины (10–15 м)
		I-Iг	Россыпи среднегорья	Г	Увальные			4	Небольшой глубины (6–10 м)
		I-Iд	Россыпи высокогорья						
II-II	Континентально-морские	I-IIа	Пляжные	А	Береговые	II	Крупные	5	Малой глубины (менее 6 м)
		II-IIб	Прибрежные	Б	Террасовые	III	Средние		
		II-IIв	Мелкошельфовые	В	Дельтовые	IV	Небольшие		
				Г	Лагунные	V	Малые		
				Д	Донные				
III-III	Морские	III-IIIа	Шельфовые	А	Донные	I	Весьма крупные	1	Весьма глубокие (1500–5000 м)
		III-IIIб	Среднеглубинные			II	Крупные	2	Глубокие (до 1500 м)
		III-IIIв	Глубинные			III	Средние	3	Средней глубины (100–250 м)
						IV	Небольшие	4	Небольшой глубины (50–100 м)
						V	Малые	5	Малой глубины (менее 50 м)

(М.В. Костроминым и Г.В. Секисовым) построены классификации россыпей и способов дражных разработок континентальных россыпей.

Классификация россыпей. Россыпи — весьма сложные объекты дражных разработок. В отличие от других авторов мы приводим наиболее полную характеристику россыпных месторождений (см. табл. 2.5).

Классификация способов дражных разработок континентальных россыпей. Необходимость такой классификации обусловлена требованиями увязки и систематизации добычных и вскрышных работ при разработках россыпей. Классификация разработана впервые (табл. 2.6).

Классификация систем дражных разработок россыпей. Общепринятой классификацией систем дражных разработок является классификация Б.Г. Сарапулова — Л.Е. Зубрилова, в основу которой положен признак направления ходов (лент) драги [Зубрилов, 1944], однако, по мнению многих специалистов, в том числе и нашему, эта классификация устарела и имеет ряд недостатков, которые учтены при составлении новой классификации (табл. 2.7). Разделение на группы проводится по признаку отработки месторождения в вертикальном разрезе одним или несколькими забоями. Разделение на классы — по признаку направления разработки россыпи по течению водного потока или против. Разделение

Таблица 2.6

Классификация способов дражных разработок континентальных россыпей

Группа		Класс		Тип	
Индекс	Наименование	Индекс	Наименование	Индекс	Наименование
I-I	Моноспособы	А	Дражные (или собственно дражные)	I	Дражный многочерпаковый
				II	Дражный роторный
				III	Дражный одноковшовый
		Б	Землесосно-дражные	I	Землесосный
				II	Эжекторный
				III	Эрлифтный
II-II	Смежные способы	А	Экскаваторно-дражные	I	Роторно-экскаваторно-дражный
				II	Мехлопато-дражный
				III	Драглайно-дражный
		Б	Мобильно-дражные	I	Бульдозерно-дражный
				II	Скреперно-дражный
				III	Погрузчико-дражный
		В	Гидравлическо-дражные	I	Стационарно-гидравлический дражный
				II	Гидромобильно-дражный
III-III	Комбинированно-дражные способы (комбинированные)	А	Транспортно-дражные	I	Экскаваторно-автомобильный дражный
				II	Экскаваторно-конвейерный дражный
				III	Бульдозерно-гидротранспортный дражный
		Б	Мобильно-дражные	I	Скреперно-бульдозерно-дражный
				II	Погрузчико-бульдозерно-дражный

Таблица 2.7

Классификация систем дражных разработок

Группа		Класс		Тип		Вид	
Индекс	Наименование	Индекс	Наименование	Индекс	Наименование	Индекс	Наименование
I–I	Системы дражных разработок одним общим уступом	А	Системы разработки лентами по восстанию россыпи	I	Системы разработки продольными лентами	1	Системы разработки с отработкой ленты одинарным забоем
				II	Системы разработки поперечными лентами		
				III	Системы разработки поперечными и продольными лентами		
		Б	Системы разработки лентами по падению россыпи				
		В	Системы разработки лентами по восстанию и падению россыпи	I	Системы разработки смежно-продольными взаимно-противоположными лентами		
				II	Системы разработки поперечно-кольцевыми лентами		
				III	Системы разработки кольцевыми лентами	2	Системы разработки с отработкой ленты смежными забоями
				IV	Системы разработки спиральными лентами		
II–II	Системы дражных разработок с раздельной отработкой продуктивной и породной толщ	А	Системы разработки лентами по восстанию россыпи	I	Системы разработки продольными лентами		
				II	Системы разработки поперечными лентами		
				III	Системы разработки поперечными и продольными лентами		
		Б	Системы разработки лентами по падению россыпи				
		В	Системы разработки лентами по восстанию и падению россыпи	I	Системы разработки взаимно-противоположными лентами		
				II	Системы разработки поперечно-кольцевыми лентами		
				III	Системы разработки кольцевыми лентами		
				IV	Системы разработки спиральными лентами		
				V	Системы разработки продольно-поперечными лентами		
III-III	Системы дражных разработок с совмещенно-разобщенной отработкой продуктивной и породной толщ	А	Системы разработки лентами по восстанию россыпи	I	Системы разработки продольными лентами		
				II	Системы разработки поперечными лентами		
				III	Системы разработки поперечными и продольными лентами		
		Б	Системы разработки лентами по падению россыпи				
		В	Системы разработки лентами по восстанию и падению россыпи	I	Системы разработки смежно-продольными взаимно-противоположными лентами		
				II	Системы разработки поперечно-кольцевыми лентами		
				III	Системы разработки кольцевыми лентами		
				IV	Системы разработки спиральными лентами		
				V	Системы разработки продольно-поперечными лентами		

Таблица 2.8

Классификация способов вскрышных работ при дражной разработке россыпей

Группа		Класс		Тип	
Индекс	Наименование	Индекс	Наименование	Индекс	Наименование
I-I	Моноспособы	А	Экскаваторные	I	Экскаваторно-транспортный
				II	Экскаваторный бестранспортный
				III	Экскаваторный транспортно-бестранспортный
I-Iа	Механические	Б	Бульдозерные	I	Траншейно-бульдозерный
I-Iб	Гидромеханизированные			II	Прослойно-бульдозерный
				III	Валово-бульдозерный
		В	Скреперные	I	Траншейно-скреперный
				II	Послойно-скреперный
				III	Валово-скреперный
I-Iв	Гидравлические	Г	Гидравлические	I	Гидромониторный
				II	Землесосный
II-II	Смежные	А	Экскаваторно-бульдозерные	I	Транспортный
				II	Бестранспортный
				III	Транспортно-бестранспортный
		Б	Экскаваторно-скреперные	I	Транспортный
				II	Бестранспортный
		В	Бульдозерно-скреперные	I	Послойный
				II	Траншейный
				III	Валовой
		Г	Бульдозерно-гидравлические	I	Бульдозерно-гидромониторный
				II	Бульдозерно-землесосный
		Д	Экскаваторно-гидравлические	I	Экскаваторно-гидромониторный
				II	Экскаваторно-землесосный

на типы — по признаку направления разработки относительно продольной оси россыпи.

Классификация способов вскрышных работ при дражных разработках россыпей. Такая классификация способствует обобщению технологий вскрышных работ и может быть использована при проектировании разработки россыпных месторождений, а также в производственной практике (табл. 2.8).

Глава 3

ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ПОТЕРИ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ В МЕЖШАГОВЫХ И МЕЖХОДОВЫХ ЦЕЛИКАХ

3.1. Методы определения потерь песков в межшаговых и межходовых целиках

3.1.1. Потери и разубоживание при дражной разработке

При разработке россыпных месторождений драгами неизбежны эксплуатационные потери песков, причиной которых могут быть сложные горно-геологические условия, применяемые системы разработки и способы выемки пород. Пески оседают в межшаговых и межходовых целиках, в бортах россыпи, теряются при транспортировке и разгрузке черпаков в завалочных люках, забиваются в углах забоя при поворотах драги и т.д. Поэтому в решении проблемы наиболее полного использования недр особое внимание придается ликвидации или существенному сокращению межшаговых и межходовых целиков.

Количественная характеристика эксплуатационных потерь песков при разработке многих россыпей, особенно глубокозалегающих, таких как Ленские, часть Амурских и Забайкальских, имеет существенное значение. Часто потери занижаются, что искажает истинное состояние дел при эксплуатации месторождения. Действительные потери песков в ряде случаев превышают плановые или отчетные в несколько раз. Вследствие этого полнота извлечения из недр ценного компонента снижается, а предприятию наносится ощутимый экономический ущерб.

Потери песков в межшаговых целиках приурочены обычно к наиболее обогащенной приплотиковой части россыпи, и если объем теряемых песков относительно невелик, то неизвлекаемый металл занимает значительно большую часть запасов. Размеры межходовых целиков в определенных условиях велики. Это зависит в первую очередь от глубины черпания, ширины забоя, физико-механических свойств слагающих россыпь пород, системы разработки и организации добычных работ. Дополнительные трудности по дальнейшей ликвидации межходовых целиков возникают из-за возможной подсыпки (подваливания) бортов разреза отвалами. Поскольку выявление и сокращение эксплуатационных потерь песков при дражной разработке россыпей является важной задачей, необходимо разработать методику расчета количества потерь песков, которая в дальнейшем будет использоваться при проектировании горно-добывающих предприятий [Лешков, 1980; Шорохов, 1973].

Потери и разубоживание песков взаимосвязаны, но их технические и экономические показатели различны. Увеличение разубоживания в основном влияет на снижение годовой добычи металла, повышает себестоимость послед-

него и только в небольшой степени может сказаться на себестоимости добычи 1 м^3 горной массы. Увеличение потерь обычно влечет за собой уменьшение извлекаемых запасов и сокращение сроков отработки месторождения. В зависимости от условий изменение количественных показателей по потерям может снизить или увеличить разубоживание и в определенной степени повлиять на себестоимость добычи 1 м^3 песков. Поэтому разубоживание и потери следует учитывать отдельно как по объему горной массы и песков, так и по содержанию полезного ископаемого.

Потери — часть балансовых запасов полезного ископаемого, не извлеченного из недр при разработке месторождения или вывезенного в отвал совместно с пустыми породами.

Сводная классификация потерь, возникающих в процессе дражных работ, представлена ниже (табл. 3.1).

Подсчет и оформление соответствующих видов потерь осуществляется после полной отработки блока (полигона). В частных случаях, когда тот или иной вид потерь фиксируется в процессе разработки, оформление и подсчет их производится немедленно. При этом одновременно учитываются потери по объему песков и по количеству металла (полезного ископаемого).

Для определения общих эксплуатационных потерь $П_{э.м}$ (%) полезного ископаемого пользуются основной формулой:

$$П_{э.м} = \left(1 - \frac{V_д(C_д - C_р)}{V_б(C_б - C_р)}\right)100, \qquad (3.1)$$

где $V_д$ — количество добытых песков, м^3; $C_д$ — содержание полезного ископаемого в добытых песках, г/м^3; $C_р$ — содержание полезного ископаемого во вмещающей (разубоживающей) породе, г/м^3; $V_б$ — количество погашенных балансовых запасов песков, м^3; $C_б$ — содержание полезного ископаемого в балансовых песках, г/м^3.

Если содержание полезного ископаемого (%) во вмещающей породе равно нулю ($C_р = 0$), то

$$П_{э.м} = \left(1 - \frac{V_д - C_д}{V_б - C_б}\right)100. \qquad (3.2)$$

При определении общих эксплуатационных потерь песков (%) пользуются следующей формулой:

$$П_{э.м} = \frac{V_п}{V_д + V_п}100, \qquad (3.3)$$

где $V_п$ — суммарный объем эксплуатационных потерь песков, м^3.

Для расчета эксплуатационных потерь конкретно по каждой классификационной группе (виду) в числитель формулы подставляется суммарное значение потерь песков, допущенных по причинам, относящимся к данной группе (виду) потерь.

Таблица 3.1

Классификация потерь полезных ископаемых при дражных разработках россыпей

Потери при добычных работах				Потери при переработке и промывке песков
I	II	III	IV	V
Потери по горно-геологическим и гидрогеологическим условиям залегания, месторождения, т.е. потери, не зависящие от эксплуатационной деятельности	Потери в целиках, оставшихся в пределах промышленных контуров, которые заведомо не будут отрабатываться в дальнейшем	Потери, зависящие от эксплуатации месторождения и вызванные применяющимися системами разработки и способами выемки песков	Потери от неправильного ведения горных пород	Технологические потери
Потери из-за рельефа подстилающих пород (плотика), характеризующихся наличием многочисленных крутопадающих трещин значительной глубины (миграция зерен полезного ископаемого в трещины) Потери по причинам литологического характера вмещающих пород; значительных скоплений мясниковатых глин; конгломератов, брекчий, мерзлых пород Потери в целиках, недоработанных по геологическим или гидрогеологическим условиям: а) из-за погребенных вечномерзлых пород б) из-за скоплений крупных валунов (каменных гряд, каменных валов и т.п.) в) из-за резких подъемов и западений плотика при его скалистости и закарстованности, а также при наличии крутых склонов, погребенных террас г) из-за значительного уклона отдельных участков россыпи д) из-за необходимости применения специальных водоотводящих и других гидротехнических сооружений	Потери в охранных и предохранительных целиках Потери в барьерных целиках	Потери в межшаговых целиках Потери в межходовых целиках, в том числе при системах разработки с оставлением целиков Потери в углах забоя, при изменении направления ходов Потери при транспортировке пород от забоя до завалочного люка и при их разгрузке из черпаков Потери с глинистой примазкой на валунах при их удалении из черпаков Потери с торфами при вскрышных работах Потери и в примерзающей к черпакам породе при работе драг в осенний и весенний периоды	Потери в заваленных отвалами бортах смежных ходов Потери в целиках, заваленных торфами при вскрыше Потери в плотике от некачественной его зачистки Потери в бортовых целиках, оставленных в результате чрезмерного продления эксплуатационного сезона и продолжительной работы драг при низких температурах Потери в бортах россыпи от неправильного установления бортового лимита или от недоработки до нижних (по плотику) границ промышленного контура	Потери в хвостах эфельной фракции Потери в хвостах галечной фракции Потери в подчерпаковом уловителе Потери при доводочных операциях Потери самородков

Примечание. Таблица составлена с привлечением данных В.Г. Лешкова [1980]. Римскими цифрами обозначены группы потерь.

3.1.2. Потери в западениях плотика

Точность учета потерь в западениях плотика зависит от точности определения его рельефа и качества контроля за работой черпающего аппарата драги. Для снижения этого вида потерь необходимо:

а) не допускать увеличения шага драги на один забой более предельной величины, устанавливаемой из условия полноты выемки песков;

б) в процессе отработки забоя производить задирку плотика с обязательным опробованием пород и определением среднего содержания;

в) при наличии резких западений с относительно большим объемом песков предусматривать регулирование уровня воды в дражном разрезе с тем, чтобы обеспечить их выемку из наиболее глубокой части западения.

3.1.3. Потери в межшаговых целиках

При очередном продвижении драги вперед в результате периодически повторяющейся операции зашагивания образуются потери в межшаговых целиках.

Объем межшаговых целиков определяется площадью их поперечного сечения и шириной разреза (забоя) по плотику россыпи, которые, в свою очередь, зависят от длины шага, глубины черпания, мощности драги, физико-механических свойств разрабатываемых пород, необходимой глубины задирки плотика, натяжения черпаковой цепи, формы шлейфа волочения черпаковой цепи и конструкции черпающего устройства.

В общем случае [Лешков, 1980], поперечное сечение межшагового целика имеет форму трапеции со сглаженным верхним основанием (рис. 3.1, табл. 3.2). При глубине черпания от 5 до 30 м углы откосов целика изменяются: угол откоса, расположенный под НЧБ (нижним черпаковым барабаном), — от 6 до 35°, угол перед НЧБ — от 41 до 66°.

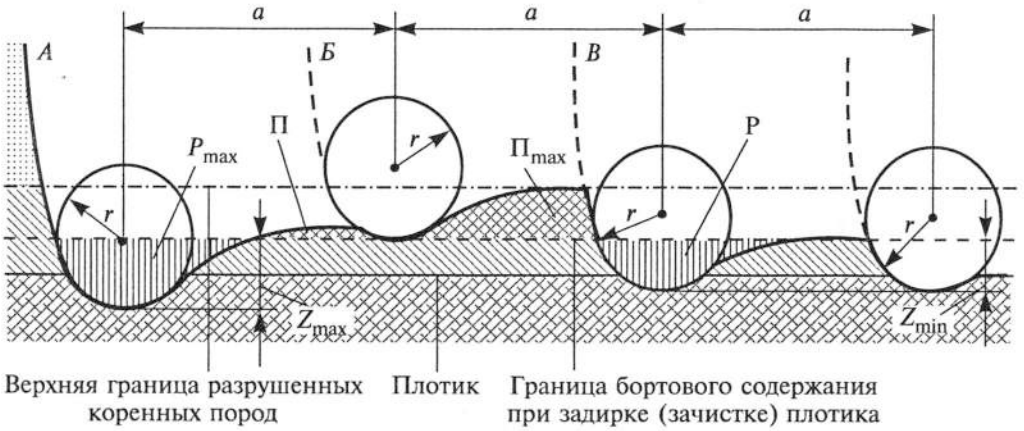


Рис. 3.1. Схема зачистки плотика.

А, Б, В — положение забоя при зашагивании на величину *а*; Р — разубоживающая порода; П — потери песков; *Z* — задирка плотика; *r* — радиус разрезания пород на нижнем барабане.

Таблица 3.2

Размеры межшаговых целиков 210 и 380 л драг в зависимости от величины зашагивания и мощности забоя [Лешков, 1980]

Глубина черпания (мощность забоя), м	Угол откоса целика со стороны забоя	Величина зашагивания на один забой, м				
		1	2	3	4	5
		Высота гребня целика, м/площадь сечения целика, м^2				
5	**8°15′** 5°30′	**0,06/0,03** 0,05/0,02	**0,18/0,14** 0,11/0,09	**0,30/0,38** 0,18/0,24	**0,43/0,73** 0,27/0,48	**0,50/1,21** 0,36/0,83
7	**12°58′** 7°36′	**0,09/0,03** 0,05/0,02	**0,25/0,19** 0,15/0,11	**0,43/0,53** 0,24/0,30	**0,51/1,03** 0,35/0,62	**0,58/1,60** 0,47/1,08
9	**18°00′** 9°40′	**0,09/0,03** 0,06/0,02	**0,29/0,22** 0,17/0,13	**0,50/0,62** 0,29/0,35	**0,57/1,15** 0,42/0,75	**0,72/1,77** 0,50/1,24
11	**23°17′** 11°47′	**0,09/0,03** 0,06/0,02	**0,32/0,24** 0,19/0,15	**0,51/0,72** 0,33/0,39	**0,64/1,30** 0,48/0,85	**0,84/2,01** 0,50/1,34
15	— 16°05′	— 0,07/0,03	— 0,23/0,17	— 0,41/0,47	— 0,50/0,95	— 0,50/1,46
19	— 20°35′	— 0,07/0,03	— 0,26/0,19	— **0,49/0,55**	— 0,50/1,04	— 0,50/1,54
23	— 25°15′	— 0,07/0,03	— 0,27/0,20	— 0,50/0,60	— 0,50/1,10	— 0,50/1,60

Примечание. Полужирным шрифтом выделены данные для 210-литровой драги, светлым — для 380-литровой.

При зачистке забоя с применением даже неглубокой задирки плотика сечение межшагового целика и, следовательно, потери песков значительно уменьшаются, и при определенной длине шага драги могут быть практически сведены к нулю. Поэтому в конкретных условиях разработки для каждого участка россыпи следует произвести экономический расчет себестоимости добычи полезного ископаемого из наиболее трудоемкой (приплотиковой) части россыпи и на его основе установить предельное (бортовое) содержание в плотных или разрушенных коренных породах.

Для сокращения потерь песков на плотике россыпи, особенно в межшаговых целиках, на каждой драге необходимо: регулярно и качественно осуществлять головное опробование предплотиковых пород; изучать отличительные признаки металлоносных и вмещающих пустых пород; в процессе отработки забоя внимательно следить, чтобы глубина задирки почвы россыпи не превышала установленных разведкой или опробованием границ проникновения металла промышленной концентрации в плотик россыпи.

3.1.4. Потери в межходовых (межзабойных) целиках

При ведении смежного забоя (хода) без учета фактических значений углов откоса бортов дражного разреза (см. рис. 3.2, *а*), а также при сооружении предохранительных берм (целиков), когда для поддержания уровня воды в разрезе при больших уклонах долины (0,25–0,30) или в результате сильной фильтрации воды через дражные отвалы возникает необходимость применения систем разработки с оставлением целиков (см. рис. 3.2, *б*), в них образуются

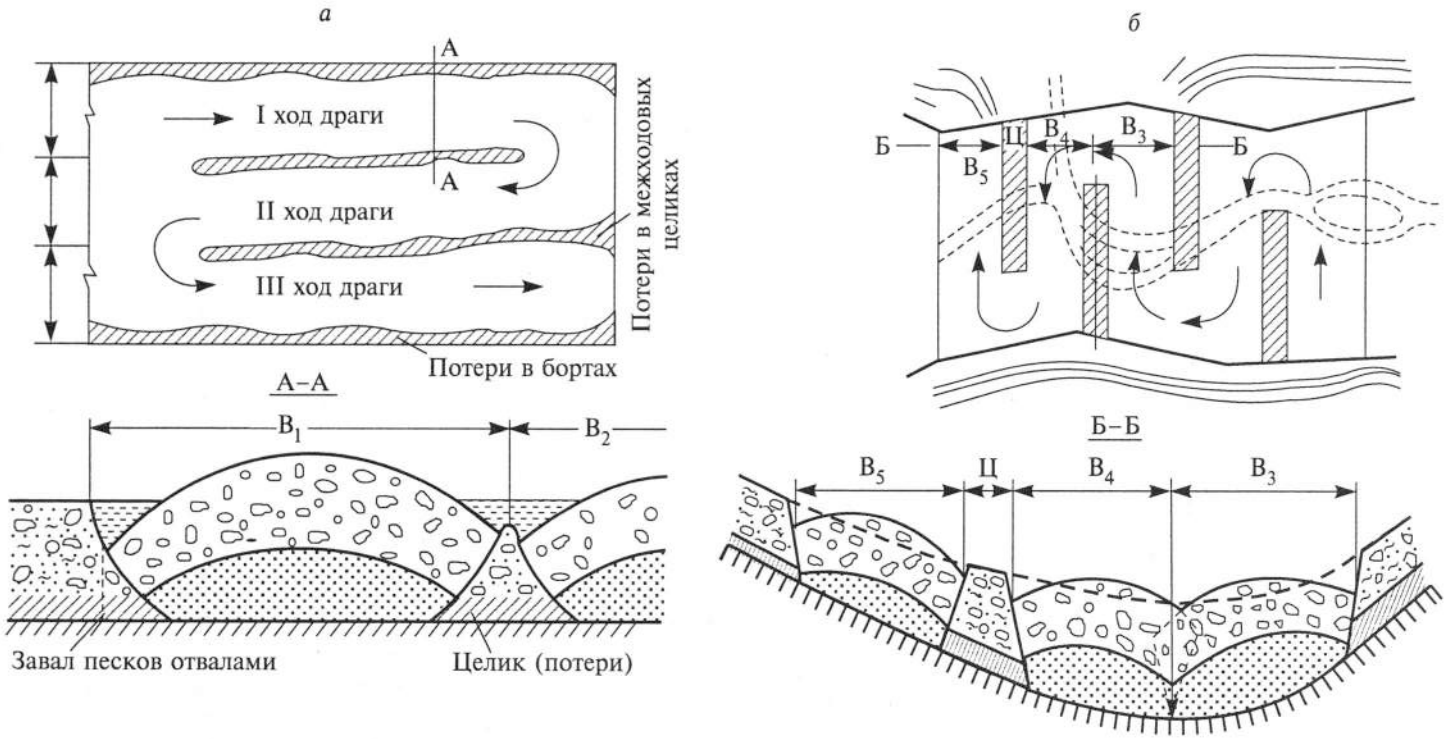


Рис. 3.2. Потери песков в межходовых целиках и в бортах россыпи при системах разработки одинарными ходами (*а*) и с оставлением целиков (*б*): B_1 — B_5 — порядок ходов драги.

межходовые (межзабойные) потери. Основное влияние на размеры межходовых (межзабойных) целиков оказывают ширина рабочего забоя (хода), глубина черпания, углы откоса бортов и особенности организации добычных работ на участках смежных ходов. Расчетные значения углов откоса бортов разреза для некоторых типов драг, работающих в забоях различной ширины и мощности, приведены ниже (табл. 3.3).

Для сокращения потерь в межходовых целиках на драгах (трест "Алданзолото") практикуется перекрытие ранее отработанных параллельных ходов рабочим забоем смежного хода на 6,5–9,5 м по поверхности россыпи. Важное значение имеет также качество головного опробования, совершенствование способов контроля зачистки плотика и применение оптимального режима отработки смежно-параллельных ходов. С этой точки зрения целесообразно планировать разработку широких участков россыпи смежными ходами с несимметричным маневрированием драги. Применение такой технологии позволяет, наряду с сокращением потерь в межходовых целиках, резко снизить разубоживание песков за счет исключения подсыпки промышленных бортов отвалами предыдущего хода.

Надлежащая полнота выемки промышленных песков без их разубоживания отвалами достигается при равенстве ширины полузабоев по плотику россыпи $b_1' = b_2'$ и сохранении расстояния от продольной оси разреза до крайней точки полосы перекрытия смежных забоев на уровне почвы b_2' равным полусумме принятой ширины одинарного забоя по поверхности россыпи B и требуемой величины перекрытия смежных ходов при зачистке плотика $a_п$. Тогда положение рабочей оси одинарного забоя при смежных ходах определяется следующими уравнениями:

по поверхности россыпи (м)

$$b_1 = \frac{0{,}5(B + K_п H)R_1}{R}, \qquad (3.4)$$

$$b_2 = B - b_1,$$

по плотику россыпи (м)

$$b_1' = b_2' 0{,}5(B + K_п H), \qquad (3.5)$$

где b_1 — расстояние по поверхности россыпи от оси забоя до границы промышленного контура или следующего смежного хода; b_2 — расстояние от бровки откоса со стороны выработанного пространства до оси забоя; B — ширина одинарного хода (забоя) драги на поверхности россыпи; b_1' — расстояние по плотику россыпи от оси забоя до границы промышленного контура или следующего смежного хода; b_2' — расстояние от оси забоя до крайней точки полосы перекрытия рабочим забоем отработанной площади смежного хода; H — мощность россыпи, срабатываемая черпаками; R_1 и R_2 — радиусы черпания драги по поверхности и плотику россыпи; $K_п$ — коэффициент перекрытия площадей смежных забоев при зачистке плотика.

Значение $K_п$ изменяется в зависимости от размеров устойчивых (γ_1) и оконтуриваемых черпаковой цепью (γ, см. табл. 3.3) углов откоса бортов дражного разреза. Коэффициент $K_п$ варьирует в относительно широких пределах, в частности, у драг со средней глубиной черпания $K_п = 0{,}2–1{,}45$, а у драг глубокого черпа-

Таблица 3.3

Ширина *B* одинарного забоя драги (м) и значения углов γ откоса (град-мин) борта разреза, оконтуриваемых черпаковой цепью

Модель, емкость черпака, л	Основные технические данные драги: Мощность россыпи, отрабатываемая черпаками, м: общая	над-водного борта	Подводная глубина черпания, м	Радиус черпания драги *R*	Половина угла поворота драги β_1 при симметричном маневрировании, град: 25 *B*	25 γ	35 *B*	35 γ	45 *B*	45 γ	55 *B*	55 γ	65 *B*	65 γ	75 *B*	75 γ
ИЗТМ 150	10,5	1,5	3,0	41,1	34,7	76°20′	47,1	72°10′	58,1	67°40′	67,3	65°00′	74,5	62°30′	79,4	61°00′
				38,5	32,5		44,2		54,4		63,1		69,8		74,4	
			6,0	41,1	34,7	76°20′	47,1	71°50′	58,1	67°40′	67,3	65°00′	74,5	62°30′	79,4	61°00′
				33,8	31,1		42,2		52,0		60,3		66,7		71,10	
			9,0	41,1	34,7	75°00′	47,1	70°10′	58,1	65°40′	67,3	62°30′	74,5	60°00	79,40	59°00
				34,4	29,1		39,5		48,6		56,4		62,4		66,4	
ИЗТМ 210	13,0	2,0	6,0	52,4	44,3	75°40′	60,1	71°00′	74,1	68°50′	85,9	64°00′	95,0	61°30′	101,2	59°50′
				47,6	40,2		54,6		67,3		78,1		86,3		91,90	
			9,0	52,4	44,3	75°10′	60,1	70°40′	74,1	66°00′	85,9	62°50′	95,0	60°20′	101,2	58°50′
				45,5	38,5		52,2		64,3		74,6		82,5		87,90	
			11,0	52,4	44,3	74°10′	60,1	68°50′	74,1	62°40′	85,9	60°50′	95,0	58°20′	101,2	56°50′
				43,6	36,9		50,0		61,7		71,4		79,0		84,20	
ИЗТМ 250	14,0	2,0	6,0	56,4	47,7	81°50′	64,7	79°00′	80,5	74°20′	92,4	74°00′	102,2	73°00′	108,9	72°00′
				53,7	45,4		61,6		75,9		88,0		97,3		103,7	
			9,0	56,4	47,7	80°00′	64,7	76°30′	80,5	71°50′	92,4	71°10′	102,2	69°20′	108,9	68°00′
				51,8	43,8		59,4		73,3		84,9		93,9		100,0	
			12,0	56,4	47,7	71°10′	64,7	74°10′	80,5	69°20′	92,4	68°10′	102,2	68°00′	108,9	64°40′
				49,5	41,8		56,8		70,0		81,2		89,7		95,6	
ММЗ 380	14,0	2,0	6,0	54,0	45,6	75°40′	62,0	70°20′	76,4	66°20′	88,5	63°30′	97,9	61°00′	104,3	59°20′
				49,1	44,5		56,3		69,4		80,5		89,0		94,8	
			9,0	54,0	45,6	75°10′	62,0	70°00′	76,4	66°00′	88,5	63°00′	97,9	60°20′	104,3	58°50′
				47,1	39,8		54,0		66,6		77,3		85,4		91,0	
			12,0	54,0	45,6	74°00′	62,0	68°30′	76,4	64°20′	88,5	62°30′	97,9	58°30′	104,3	56°50′
				44,5	37,6		51,0		62,9		73,9		80,7		83,0	
ОМ-430 ОМ-431 380	34,0	4,0	6,0	88,1	74,5	89°00′	101,1	88°40′	124,6	88°20′	144,3	88°10′	159,7	87°50′	170,0	87°00′
				84,1	71,1		96,5		118,9		137,8		152,4		162,4	
			12,0	88,1	74,5	80°40′	101,1	77°30′	124,6	75°00′	144,3	72°40′	159,7	70°40′	170,0	70°00′
				82,0	69,3		94,1		116,0		134,3		148,6		158,4	
			20,0	88,1	74,5	79°40′	101,1	76°10′	124,6	73°00′	144,3	70°40′	159,7	68°50′	170,0	67°40′
				77,8	65,8		89,3		110,0		127,5		141,0		150,3	
			30,0	88,1	74,5	77°10′	101,1	72°50′	124,6	69°20′	144,3	66°20′	159,7	64°10′	170,0	62°40′
				69,9	59,1		80,2		98,9		114,5		126,7		135,0	

Примечание. Числитель — радиус черпания драги по поверхности россыпи; знаменатель — то же по плотику россыпи.

ния $K_п$ = 0,3–1,60. В средних условиях разработки с достаточной степенью точности можно пользоваться значениями коэффициента $K_п$ = 0,3–1,1. При этом меньший предел соответствует россыпям небольшой мощности с относительно устойчивыми породами, а больший — глубоким россыпям и россыпям средней мощности с неустойчивыми песчанисто-илистыми породами и плывунами.

Простои драги при разворотах на границе россыпи в конце каждого хода значительны. Поэтому поперечный порядок ведения заходки предпочтителен на широких россыпях, когда развороты драги приходится делать не часто. При ведении очистных работ в одинарном забое на россыпях средней мощности, и особенно на глубоких, отвалами засыпается пласт песков по борту разреза *6*; 7 (рис. 3.3), вследствие чего при выемке смежного забоя приходится оставлять межходовой целик песков *1*; *2*; *3*. Высота целика зависит от размещения отвалов в разрезе и увеличивается с подводной глубиной россыпи. При выемке косым забоем высота засыпки пласта может быть уменьшена. Межходовой целик с поверхности не виден, и его размеры можно определить графически или путем проходки разведочных выработок.

Потери в межходовых целиках вычисляют по уравнениям

$$П = \frac{100f}{b_1 P + f}; \tag{3.6}$$

$$П_1 = \frac{100f_1}{F + f_1}, \tag{3.7}$$

где П, $П_1$ — соответственно потери металлоносных песков и пород, %; f, f_1 — соответственно площадь поперечного сечения пласта песков в межходовом це-

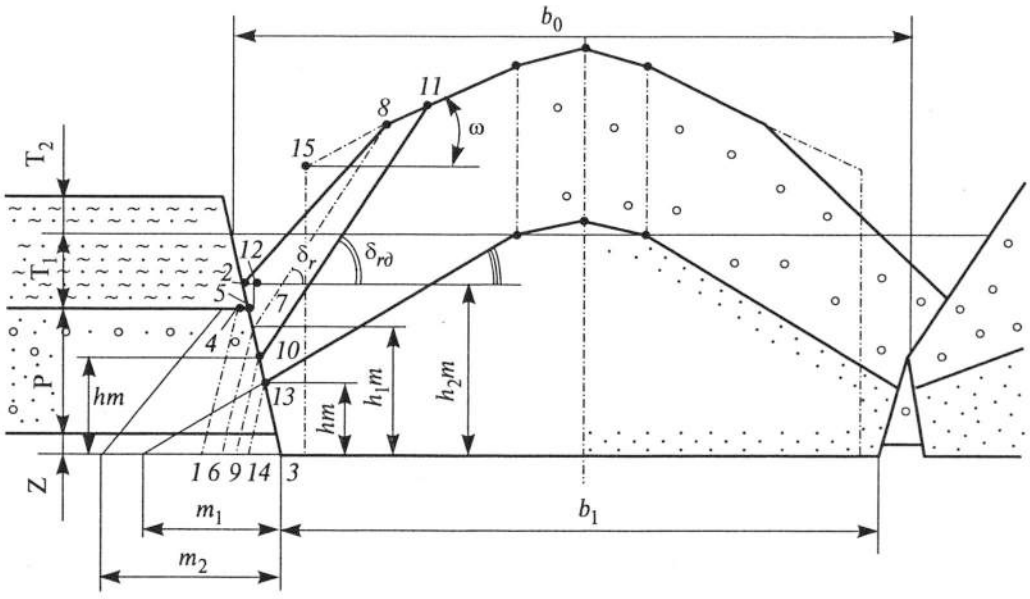


Рис. 3.3. Межходовой подводный целик.
Объяснения в тексте.

лике *1*; *4*; *5*; *3* (см. рис. 3.3) и всего межходового целика *1*; *2*; *3*, м^2; F — площадь поперечного сечения забоя, м^2; b_1 — ширина разреза по пласту песков, м; P — мощность пласта песков, м.

Сечение межходового целика больше рассчитанного по теоретическим уравнениям в 2–3 раза. Это объясняется обрушением бортов разреза, заилением бортовых протоков, а также недостаточно тщательной доработкой песков в углах забоя. На россыпях с небольшой глубиной для сокращения потерь в этих целиках производят перекрытие забоев при выемке песков у плотика на расстоянии 2–3 м, а по поверхности на 4–6 м больше. Потери песков в межходовых целиках колеблются от 0 до 7 %.

На глубоких россыпях для уменьшения размеров межходовых целиков производят частичную выемку целика совместно с частью отвала. Объем повторной выемки отвалов достигает на отдельных дражных разработках 25 %. Границу отработки целика следует устанавливать исходя из того, чтобы среднее содержание извлекаемых песков из целика и хвостов из отвала окупало прямые эксплуатационные расходы, т.е. соответствовало бортовому содержанию $c'_б$, подсчитанному без затрат на вскрышу. Для этого необходимо выдерживать следующее соотношение отрезков (см. рис. 3.3) [Шорохов, 1973]:

$$\Delta = \frac{10;\ 11}{9;\ 10} = \frac{c - c^1\sigma}{c^1\sigma - c_{от}}, \qquad (3.8)$$

где $c_{от}$ — содержание в отвалах, г/м^3; c — см. уравнение.

Одинарно-поперечную систему разработки в основном применяют при разработке свайными драгами неглубоких или средней глубины россыпей шириной более 130–200 м. Особенно целесообразно применять ее тогда, когда границы россыпи установлены приближенно.

3.2. Методика определения потерь песков в межшаговых целиках

Потери песков при разработке россыпных месторождений драгами в межшаговых целиках, по данным В.Г. Лешкова, составляют около 1,95 %. Учитывая, что содержание металла в приплотиковой части обычно выше, то его потери гораздо больше (по данным В.Г. Лешкова — до 5,63 %). Потери песков в межшаговых целиках зависят от типа драги, глубины черпания (угла наклона черпаковой рамы), величины шага и некоторых других факторов [Лешков, 1980].

В отраслевой инструкции [Сборник..., 1977] нормативные потери и разубоживание песков определяются по упрощенной методике, без учета многих факторов, предопределяющих формирование целика.

Для их вычисления применяют метод, основанный на совмещении двух смежных профилей забойных откосов и дна разреза.

Сущность этого метода заключается в том, что с берегового мостика определяют глубину забоя по всей длине базиса с захватом поверхности фронтального откоса и дна разреза, образованного шлейфом черпаковой цепи. Глубину забоя замеряют от поверхности воды с точностью до 0,1 м в прямом и обратном направлениях. За окончательный результат принимают среднее из двух измерений.

По результатам измерений строят профили в масштабе 1 : 50 и получают графическое изображение поперечных сечений межшагового целика. Площадь теряемых песков и разубоживающих пород от зачистки плотика определяют по построенным профилям с учетом глубины драгирования и границы задирки плотика. Объем межшагового целика вычисляют умножением средней площади его вертикального сечения на ширину дражного разреза по почве (плотику).

Аналогично определяют объем разубоживающих пород при задирке плотика.

Этот метод имеет ряд существенных недостатков. Для получения профилей поперечных сечений требуется большое количество измерений, производство которых затруднено во время работы драги. Сами измерения являются очень трудоемкими и требуют привлечения дополнительных работников. Площадь поперечного сечения целика и объем вычисляются весьма приближенно, по средним значениям, не учитывая криволинейную форму забоя в плане. Поэтому было необходимо разработать метод определения потерь песков в межшаговых целиках, который учитывал бы тип драги, особенности черпания пород, процесс формирования целика и др. [Костромин, Позлутко, 1991].

Межшаговый целик состоит из двух усеченных пирамид с основанием в середине дражного разреза (рис. 3.4, *а*). Поперечное сечение целика представляет собой фигуру, ограниченную снизу прямой линией (плотик), сверху и с боков — окружностью (радиус черпания драги на нижнем барабане) и нижней ветвью черпаковой цепи, описываемой кривой — параболой (см. рис. 3.4, *б*).

Нижняя ветвь черпаковой цепи в общем виде может быть представлена уравнением цепной линии, однако когда цепная линия катится по прямой, как в нашем случае, то она представляет собой натуральное уравнение цепной линии, которое описывается параболой.

Для определения объема межшагового целика сделаем допущение, что грани пирамиды представлены прямыми линиями.

Сначала необходимо определить площадь поперечного сечения целика. Уравнение окружности в нашем случае с началом координат 0 в центре ниж-

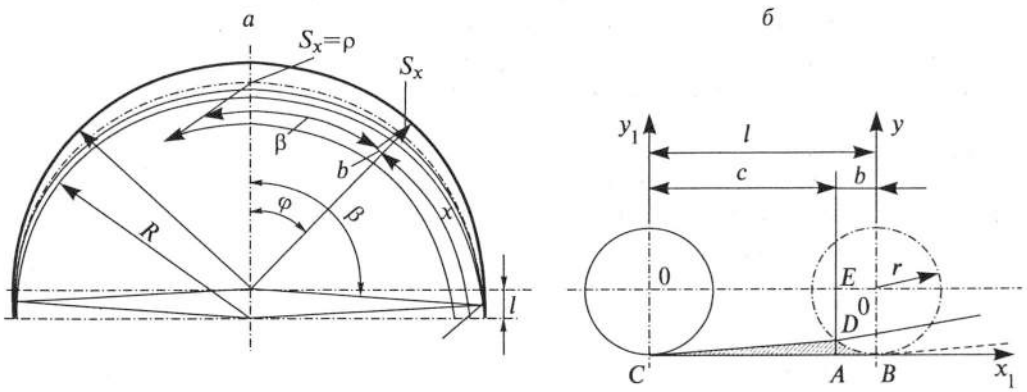


Рис. 3.4. Схема к определению величины межшагового целика.
Объяснения в тексте.

него черпакового барабана (НЧБ) предыдущего забоя (см. рис. 3.4, *б*) имеет вид

$$Y_1 = \sqrt{r^2 - x^2}, \tag{3.9}$$

где r — радиус черпания на нижнем барабане, м.

Уравнение параболы (нижняя ветвь черпаковой цепи)

$$Y_2 = a(x + l)^2 - r, \tag{3.10}$$

где l — длина шага, м; a — коэффициент, зависящий от типа драги, глубины черпания (угла наклона черпаковой рамы).

Площадь поперечного сечения целика принята равной площади фигуры CDB, которую для удобства вычисления можно разделить на две фигуры — CDA и ADB. Площадь фигуры ADB выразится как разность площадей:

$$S_{ADB} = S_{AEOB} - S_{DEOB}.$$

Площадь фигуры S_{CDA} с началом координат в точке C ограничена сверху параболой $y_2 = ax^2$, снизу — осью x_1, сбоку — вертикальной прямой $x_1 = l - b = c$.

Таким образом

$$S_{CDB} = S_{\text{ц}} = S_{AEOB} - S_{DEOB} + S_{CDA};$$

$$S_{\text{ц}} = rb - \int_0^b \sqrt{r^2 - x^2}\,dx + a\int_0^c x^2 dx. \tag{3.11}$$

После интегрирования и преобразования получаем площадь поперечного сечения целика $S_{\text{ц}}$

$$S_{\text{ц}} = rb - \frac{1}{2}\left(b\sqrt{r^2 - b^2} + r^2 \arcsin\frac{b}{r}\right) + \frac{ac^3}{3}. \tag{3.12}$$

Значение b находится в точке пересечения кривых (точка D) и определяется из условий $Y_1 = Y_2$ и решения относительно x

$$\sqrt{r^2 - x^2} = a(x + l)^2 - r. \tag{3.13}$$

Обычным способом это уравнение решить сложно, поэтому удобнее пользоваться численным методом с разработкой программы на мини-ЭВМ или программируемом микрокалькуляторе, где решение находится довольно быстро.

Коэффициент a, зависящий от типа драги, глубины черпания (угла наклона черпаковой рамы), величины шага, получен с помощью построения модели черпаковой рамы и цепи всех основных типов драг в масштабах 1 : 100 или 1 : 50 и обработки результатов моделирования. Значения a для различных драг изменяются по эмпирическим формулам:

для 80-литровой драги

$$a = \frac{(\alpha - 24{,}2)}{164}; \quad a = \frac{(H - 1{,}05)}{40{,}5}; \tag{3.14}$$

для 150-литровой драги

$$a = \frac{(\alpha - 27{,}5)}{398}; \quad a = \frac{(H - 3{,}14)}{132}; \tag{3.15}$$

для 250-литровой драги

$$a = \frac{(\alpha - 25)}{440}; \quad a = \frac{(H - 3{,}17)}{200}; \tag{3.16}$$

для 380-литровой драги

$$a = \frac{(\alpha - 27{,}3)}{609{,}5}; \quad a = \frac{(H - 15{,}6)}{532}; \tag{3.17}$$

для 600-литровой драги

$$a = \frac{(\alpha - 27)}{667}; \quad a = \frac{(H - 24)}{1100}, \tag{3.18}$$

где α — угол наклона (град) черпаковой рамы к горизонту; H — глубина черпания драги от уровня воды в разрезе, м.

Для 380- и 600-литровых драг было учтено наличие поддерживающих барабанов. При расчетах можно использовать любую формулу определения значения a, удобную для данного случая. Объем целика можно определить по выражению

$$V_{\text{ц}} = \int_{h-d}^{h} S(x)dx, \tag{3.19}$$

где $S(x)$ — площадь сечения пирамиды плоскостью, перпендикулярной ее оси и отстоящей от основания на расстоянии x (см. рис. 3.4, *а*).

Площадь сечения $S(x)$ относится к площади основания $P = S_{\text{ц}}$ как x^2 к h^2, откуда $S(x) = \frac{Px^2}{h^2}$.

Теперь имеем

$$V_{\text{ц}} = \frac{P}{h^2} \int_{h-d}^{h} x^2 dx. \tag{3.20}$$

После интегрирования и преобразования получаем

$$V_{\text{ц}} = \frac{2P}{3}\left[h - \frac{(h-d)^3}{h^2}\right], \tag{3.21}$$

где d — длина дуги, образованной кромками козырьков черпаков при повороте драги от средней линии до борта разреза, равная половине ширины дражного разреза (высота усеченной пирамиды), м

$$d = R\varphi, \tag{3.22}$$

где R — радиус черпания драги по плотику, м; φ — половина рабочего угла маневрирования драги, рад; h — длина дуги, приравненная к высоте пирамиды, м (см. рис. 3.4, *а*)

$$h = R\beta, \tag{3.23}$$

где β — угол сектора от середины разреза до пересечения в пространстве линий забоев предыдущего и последующего ходов драги, рад (см. рис. 3.1, *а*)

$$\beta = \arcsin\frac{l}{2R} + \frac{\pi}{2}. \tag{3.24}$$

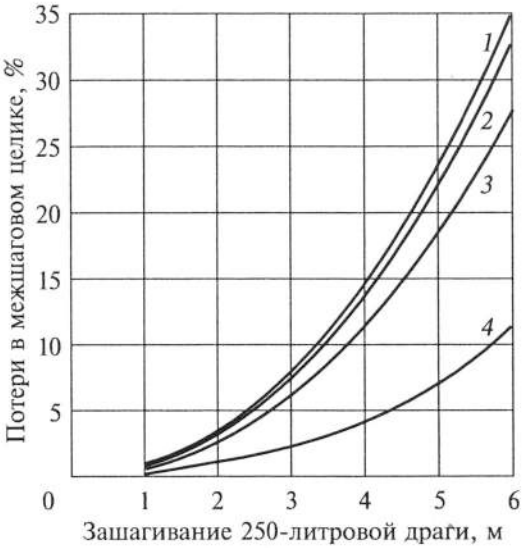


Рис. 3.5. Зависимость потерь песков в межшаговом целике от глубины драгирования H и длины шага 250-литровой драги.

1–4 — $Н_д$, м: *1* — 10; *2* — 8; *3* — 6; *4* — 4.

После подстановки значений d и h в основную формулу получаем

$$V_ц = \frac{2PR}{3}\left[\beta - \frac{(\beta - \varphi)^3}{\beta^2}\right]. \quad (3.25)$$

Если производится зачистка плотика на величину Z, то уравнение примет вид

$$V_ц = \frac{2PR(H_ц - Z)^2}{3H_ц^2}\left[\beta - \frac{(\beta - \varphi)^3}{\beta^2}\right], \quad (3.26)$$

где $H_ц$ — высота межшагового целика до начала зачистки плотика (м).

Используя данные зависимости, можно определить величины межшагового целика и разубоживание при зачистке плотика для любой драги при различных горно-технических условиях. По расчетам потери в целиках достигают 1,0–2,86 % от всего объема горной массы, по отношению к пескам они составляют значительную величину (до 7–9 %) (рис. 3.5).

Точность определения фактических потерь песков в межшаговых целиках в зависимости от типа драги и ширины разрабатываемого забоя (разреза) по сравнению с существующими методиками повышается на 30–70 %. В среднем повышается на 45 %.

Зная количество песков, остающихся в межшаговых целиках при разработке, можно провести известные мероприятия по их устранению. Методикой также следует воспользоваться при оценке количества остаточного металла в геотехногенных россыпях.

На основе разработанной методики для ЭВМ составлена программа определения величины межшагового целика для всех типов драг, эксплуатируемых в различных горно-технических условиях.

3.3. Методика определения потерь песков в межходовых целиках

К одним из самых больших по абсолютному значению относятся потери песков в межходовых целиках, образующихся на границе смежных ходов при отработке россыпи взаимно-противоположными параллельными ходами. Площадь поперечного сечения таких целиков может достигать значений в де-

сятки и даже сотни (при глубоком драгировании) квадратных метров и составлять до 20 %, в ряде случаев и более, потерь песков.

Однако существующие методики определения потерь песков в межходовых целиках [Шорохов, 1973; Лешков, 1980] имеют ряд существенных недостатков. Так, например, в отраслевой инструкции [Сборник..., 1977] потери в межходовых целиках устанавливаются путем графического построения сечений в масштабе 1 : 50 по створам через каждые 20 м хода драги. Исходными данными для построения вертикального сечения служат результаты тахеометрической съемки верхних границ разреза, отметки фактического уровня воды и данные параметров глубин по откосам бортов разреза и дну котлована.

Площади целиков по каждому створу замеряют планиметром. Объем промышленных песков (горной массы), оставленных в целиках, определяют путем умножения расстояния между створами на среднюю площадь по соседним створам. Количество полезных компонентов в теряемых породах целика определяют путем умножения объема песков в целике на среднее содержание в нем полезного компонента, уточненное эксплуатационным опробованием. Это очень трудоемкая работа, иногда даже невозможная, если борта разреза подвалены дражными отвалами.

Потери в межходовых целиках можно определить аналитическим путем [Костромин, 2002], зная мощность россыпи (высоту дражного разреза H), форму целика, угол откоса борта разреза (целика) $\alpha_б$ ($\alpha_Т$), длину перекрытия смежного хода b. При этом значительно сокращается объем работ тахеометрической съемки, отпадает необходимость трудоемких графических построений и вычислений. Появляется возможность использовать высокопроизводительную вычислительную технику.

По данным В.А. Кудряшова, форма откоса борта разреза (целика) различна для неглубокого (до 8–10 м) и глубокого (свыше 10–12 м) драгирования. При неглубоком драгировании вследствие выполаживания форма откоса близка к прямой линии, а поперечное сечение целика можно представить в виде треугольника. По данным В.Г. Лешкова [1980], угол откоса бортов дражного разреза в этом случае составляет 36–50° в зависимости от физико-механических свойств пород россыпи. При глубоком драгировании (по В.А. Кудряшову) форма откоса борта разреза (целика) описывается кривой линией, близкой к гиперболе (рис. 3.6).

Таким образом, величину межходового целика необходимо определять отдельно для условий неглубокого (до 8–10 м) и глубокого (свыше 10–12 м) черпания.

При неглубоком драгировании в общем случае площадь поперечного сечения целика $S_ц$ при равных углах откоса бортов разреза определяется как площадь треугольника:

$$S_ц = \frac{\left(H - \frac{b}{2}\operatorname{tg}\alpha_б\right)^2}{\operatorname{tg}\alpha_б}. \qquad (3.27)$$

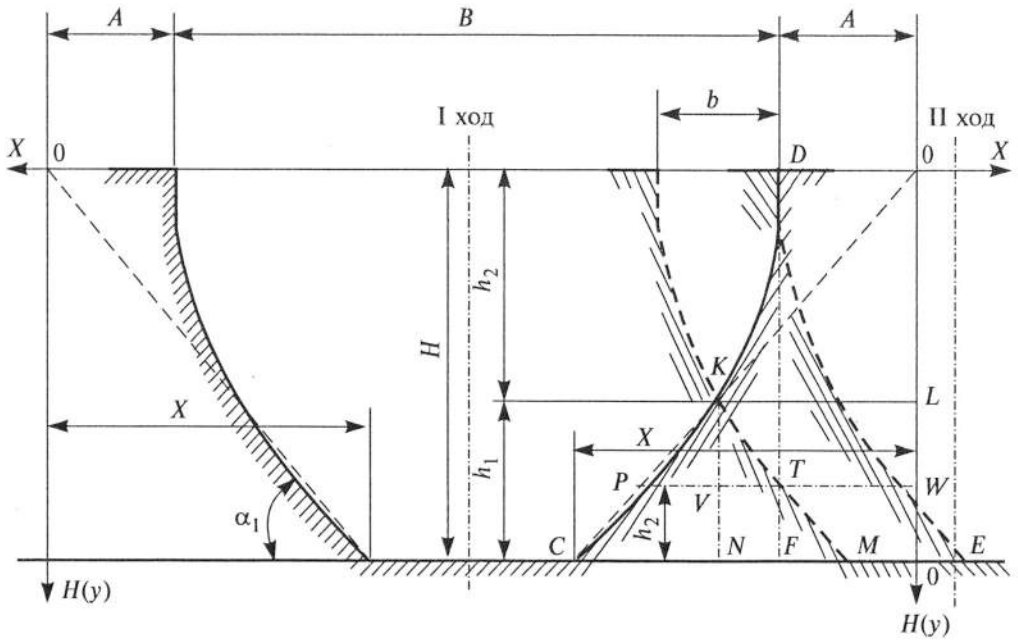


Рис. 3.6. Схема к определению величины межходового целика.
Объяснения в тексте.

В случае, когда углы откоса бортов разреза не равны, площадь целика определяется следующим выражением:

$$S_{\text{ц}} = \frac{[H(\text{tg}\alpha_{\text{б}_1} + \text{tg}\alpha_{\text{б}_2}) - b\text{tg}\alpha_{\text{б}_1}\text{tg}\alpha_{\text{б}_2}]^2}{2\text{tg}\alpha_{\text{б}_1}\text{tg}\alpha_{\text{б}_2}(\text{tg}\alpha_{\text{б}_1} + \text{tg}\alpha_{\text{б}_2})}. \tag{3.28}$$

Высота целика h_1 имеет вид

$$h_1 = H - \frac{b\text{tg}\alpha_{\text{б}_1}\text{tg}\alpha_{\text{б}_2}}{\text{tg}\alpha_{\text{б}_1} + \text{tg}\alpha_{\text{б}_2}}, \tag{3.29}$$

ширина основания целика b_1

$$b_1 = \frac{H(\text{tg}\alpha_{\text{б}_1} + \text{tg}\alpha_{\text{б}_2})}{\text{tg}\alpha_{\text{б}_1}\text{tg}\alpha_{\text{б}_2}} - b. \tag{3.30}$$

При глубоком драгировании, как уже отмечалось, форма откоса борта разреза описывается уравнением кривой, близкой к гиперболе, с началом координат в точке 0 и осями X и $H(Y)$ (см. рис. 3.6).

$$X^2 = A^2 + \frac{H^2}{\text{tg}^2\alpha_T} \quad \text{или} \quad X^2 = A^2 + \frac{Y^2}{\text{tg}^2\alpha_T}, \tag{3.31}$$

где A — некоторая постоянная для данного откоса величина, зависящая от

характера пород, имеющая размерность длины (м), α_T — угол естественного откоса (град) слагающих россыпь пород в их сыпучем состоянии.

По данным В.А. Кудряшова, для Бодайбинских россыпей A = 10–13 м, α_T = 42–43°, В.Г. Лешков определяет α_T = 33–62°.

Площадь поперечного сечения межходового целика $S_ц$ (м^2) при работе драги без перекрытия смежного хода равна площади фигуры CDE, ограниченной гиперболами (см. рис. 3.6).

$$S_{цCDE} = 2(S_{CDOG} - S_{FDOG}).$$

$$S_{CDOG} = \int_0^H \sqrt{\frac{y^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_T} + A^2}\,dx = \frac{H}{2}\sqrt{\frac{H^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_T} + A^2} + \frac{A\mathrm{tg}\alpha_T}{2}\ln\left(\frac{H}{\mathrm{tg}\alpha_T} + \sqrt{\frac{H^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_T} + A^2}\right),$$

$$S_{FDOG} = AH. \tag{3.32}$$

После интегрирования и преобразования получим формулу

$$S_ц = H\sqrt{\frac{H^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_T} + A^2} + A^2\mathrm{tg}\alpha_T \ln\left(\frac{H^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_T} + \sqrt{\frac{H^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_T} + A^2}\right) - 2AH. \tag{3.33}$$

Если форма откосов бортов разреза различна, т.е. $\alpha_{T1} \neq \alpha_{T2}$ и $A_1 \neq A_2$, то

$$S_ц = \frac{H}{2}C_1 + \frac{A_1^2\mathrm{tg}\alpha_{T1}}{2}\ln\left(\frac{H}{\mathrm{tg}\alpha_{T1}} + C_1\right) + \frac{H}{2}C_2 + \frac{A_2^2\mathrm{tg}\alpha_{T2}}{2}\ln\left(\frac{H}{\mathrm{tg}\alpha_{T2}} + C_2\right) - H(A_1 + A_2),$$

где

$$C_1 = \sqrt{\frac{H^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_{T1}} + A_1^2};$$

$$C_2 = \sqrt{\frac{H^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_{T2}} + A_2^2}. \tag{3.34}$$

При работе драги с перекрытием смежного хода на величину b площадь целика $S_ц$ равна площади фигуры CKM. Для решения этой задачи и определения пределов интегрирования необходимо найти точку пересечения кривых K (см. рис. 3.6). Точка K находится из условия $X_1 = X_2$ и решения уравнения относительно Y

$$\sqrt{\frac{Y^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_T} + A^2} = 2A + b - \sqrt{\frac{Y^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_T} + A^2}, \tag{3.35}$$

$$Y = h_2 = \frac{\mathrm{tg}\alpha_T}{2}\sqrt{b(4A + b)}. \tag{3.36}$$

Как указывалось выше, площадь поперечного сечения целика $S_ц$ выражается через площадь фигуры CKM, тогда $S_ц = S_{CKM} = 2(S_{CKLG} - S_{NKLG})$.

$$S_{CKLG} = \int_{h_2}^{H} \sqrt{\frac{y^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_T} + A^2}\,dy. \tag{3.37}$$

После интегрирования и преобразования получим выражение

$$S_{CKLG} = H^2 - H\mathrm{tg}\alpha_T\sqrt{b(4A+b)} + \frac{\mathrm{tg}^2\alpha_T}{4}[b(4A+b)]. \tag{3.38}$$

$$S_{NKLG} = \left(A + \frac{b}{2}\right)\left(H - \frac{\mathrm{tg}\alpha_T}{2}\sqrt{b(4A+b)}\right). \tag{3.39}$$

После интегрирования и преобразования получим выражение

$$S_{ц(CKM)} = HC + A^2\mathrm{tg}\alpha_T \ln\left(\frac{H}{\mathrm{tg}\alpha_T} + C\right) - DF - A^2\mathrm{tg}\alpha_T \ln\left(\frac{D}{\mathrm{tg}\alpha_T} + F\right) - 2\left(A + \frac{b}{2}\right)(H - D), \tag{3.40}$$

где $C = \sqrt{\frac{H^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_T} + A^2}$; $D = \frac{\mathrm{tg}\alpha_T}{2}\sqrt{b(4A+b)}$; $F = \sqrt{b(4A+b) + A^2}$.

Площадь поперечного сечения пласта песков $S_п$, теряемого в целике, выражается площадью фигуры $CPTM$ для случая с перекрытием смежного хода и площадью фигуры $CPWE$ при работе драги без перекрытия смежного хода (см. рис. 3.6), или разности площадей фигур соответственно $S_{п1} = S_{CPTM} = S_{CKM} - S_{PKT}$; $S_{п2} = S_{CPWE} = S_{CDE} - S_{PDW}$.

$$S_{PKT} = 2(S_{PKLW} - S_{VKLW});$$

$$S_{PDW} = 2(S_{PDOW} - S_{TDOW});$$

$$S_{PKLW} = \frac{H - h_п}{2}K + \frac{A^2\mathrm{tg}\alpha_T}{2}\ln\left(\frac{H - h_п}{\mathrm{tg}\alpha_T} + K\right) - \frac{D}{2}F - \frac{A^2\mathrm{tg}\alpha_T}{2}\ln\left(\frac{D}{\mathrm{tg}\alpha_T} + F\right);$$

$$S_{VKLW} = (H - D - h_п)\left(A + \frac{b}{2}\right);$$

$$S_{PKT}(H - h_п)K + A^2\mathrm{tg}\alpha_T \ln\left(\frac{H - h_п}{\mathrm{tg}\alpha_T} + K\right) - DF -$$

$$- A^2\mathrm{tg}\alpha_T \ln\left(\frac{D}{\mathrm{tg}\alpha_T} + F\right) - 2(H - D - h_п)\left(A + \frac{b}{2}\right);$$

$$S_{PDOW} = \int_{0}^{H-h_п} \sqrt{\frac{y^2}{\mathrm{tg}^2\alpha_T} + A^2}\,dy.$$

После взятия интеграла и преобразования получим

$$S_{PDOW} = \frac{H - h_{\text{п}}}{2} K + \frac{A^2 \text{tg}\alpha_T}{2} \ln\left(\frac{H - h_{\text{п}}}{\text{tg}\alpha_T} + K\right);$$

$$S_{TDOW} = A(H - h_{\text{п}}).$$

После взятия интеграла и преобразования для случая с перекрытием смежного хода получим при $K = \sqrt{\frac{(H-h)^2}{\text{tg}^2\alpha_T} + A^2}$

$$S_{\text{п}_1} = HC + A^2 \text{tg}\alpha_T \left[\ln\left(\frac{H}{\text{tg}\alpha_T} + C\right) - \ln\left(\frac{H - h_{\text{п}}}{\text{tg}\alpha_T} + K\right)\right] +$$

$$+ 2\left(A + \frac{b}{2}\right)[(H - D - h_{\text{п}}) - D] - K(H - h_{\text{п}}).$$

Для случая без перекрытия смежного хода выражение имеет следующий вид:

$$S_{\text{п}_2} = A^2 \text{tg}\alpha_T \ln\left(\frac{H - h_{\text{п}}}{\text{tg}\alpha_T} + K\right) + (H - h_{\text{п}})(K - A). \tag{3.41}$$

При неглубоком драгировании в общем случае, когда углы откосов разреза равны

$$S_{\text{п}} = h_{\text{п}} \left[\frac{2\left(H - \frac{b}{2}\text{tg}\alpha_{\text{б}}\right) - h_{\text{п}}}{\text{tg}\alpha_{\text{б}}}\right]. \tag{3.42}$$

Когда углы откоса бортов разреза не равны ($\alpha_{\text{б}_1} \neq \alpha_{\text{б}_2}$), площадь пласта песков в целике при неглубоком драгировании определится выражением

$$S_{\text{п}} = \frac{h_{\text{п}}[H(2H - h_{\text{п}})(\text{tg}\alpha_{\text{б}1} + \text{tg}\alpha_{\text{б}2})^2 + \text{tg}\alpha_{\text{б}1}\text{tg}\alpha_{\text{б}2} b(h - 4H)(\text{tg}\alpha_{\text{б}1} + \text{tg}\alpha_{\text{б}2}) + 2b^2 \text{tg}^2\alpha_{\text{б}1}\text{tg}^2\alpha_{\text{б}2}]}{2\text{tg}\alpha_{\text{б}1}\text{tg}\alpha_{\text{б}2}[H(\text{tg}\alpha_{\text{б}1} + \text{tg}\alpha_{\text{б}2}) - b\text{tg}\alpha_{\text{б}1}\text{tg}\alpha_{\text{б}2}]}. \tag{3.43}$$

По результатам маркшейдерских замеров, нанесенных на план полигона, известны местоположения дражных ходов, величина перекрытия смежных ходов, глубина драгирования (мощность россыпи). Зная физико-механические свойства пород, по таблицам или по результатам опытно-исследовательских работ можно определить угол откоса борта разреза. Объем промышленных песков или горной массы, оставленной в целиках, вычисляется путем произведения площади поперечного сечения пласта (целика) и расстояния, соответствующего примерно одинаковой величине перекрытия смежного хода или изменяющейся незначительно.

Потери песков в межходовых целиках могут быть значительными, особенно при глубоком драгировании, до 22 % (рис. 3.7), что существенно влияет на полноту использования недр и технико-экономические показатели работы

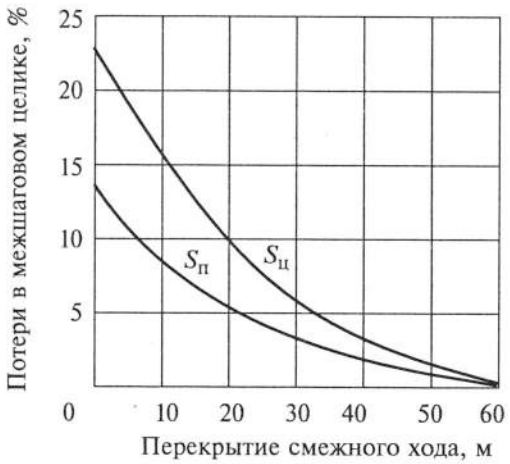


Рис. 3.7. Зависимость потерь песков в межходовых целиках от величины перекрытия смежного хода (при $H_р$ = 30 м).

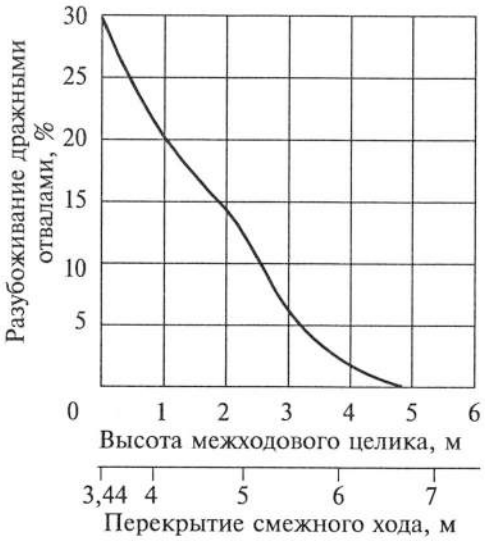


Рис. 3.8. Зависимость разубоживания песков дражными отвалами от высоты межходового целика и величины перекрытия смежного хода (при $H_р$ = 10 м; $H_п$ = 5 м; $P_Г$ = 0,38).

драги или прииска. Даже при неглубоком драгировании потери могут составлять 10 % и более. Уменьшить или ликвидировать эти потери можно изменением системы разработки (например, смежно-продольная система дражной разработки россыпного месторождения) или перекрытием смежного хода. Так, при глубине драгирования 30 м перекрытие смежного хода на 20 м уменьшает потери до 10 %, а перекрытие на 50 м сокращает их до 1 %. При этом необходимо учитывать, что часто происходит подсыпка бортов разреза дражными отвалами, поэтому при перекрытии смежного хода возможна повторная переработка отвалов, которая приводит к разубоживанию песков. Разубоживание в этом случае может достигать 30 % (рис. 3.8).

В соответствии с данной методикой составлена программа (для ЭВМ) по определению потерь в межходовых целиках и оперативного ведения расчетов. При этом можно рассчитать площадь перекрытия смежного хода, когда потери будут минимальными или ликвидированы совсем.

Высота засыпки бортов дражного разреза отвалами, определяемая по известным методикам, может быть значительной: в некоторых случаях, до половины мощности россыпи, а иногда и более. В оставляемом, во избежание разубоживания, целике потери относительно всей горной массы достигают 5 % и более, относительно пласта песков возрастают до 10 % и более. При отработке целика разубоживание песков дражными отвалами может возрастать до 25 % и более.

Разработанная методика определения величины потерь песков в межходовых целиках позволяет повысить точность расчетов по сравнению с существую-

щими методиками на 20–45 % в зависимости от мощности россыпи, угла откоса борта разреза, ширины дражного разреза.

Для сокращения разубоживания применяют отработку полигона косым забоем. Однако при этом резко снижается производительность драги, а полностью устранить подсыпки борта разреза отвалами и разубоживание не удается.

Для предотвращения засыпки бортов разреза дражными отвалами нами разработана драга с конструктивными изменениями галечного отвалообразователя и эфельных колод. Драга данной конструкции изготавливается так, чтобы галечный отвалообразователь и хвостовые колоды имели возможность поворота в левую и правую сторону относительно продольной оси драги. При работе стакер и хвостовые колоды поворачиваются в сторону, противоположную сухому борту разреза, и таким образом становятся под некоторым углом к продольной оси драги. Угол поворота галечного отвалообразователя и эфельных колод определяется в зависимости от высоты засыпки и площади условного перекрытия борта разреза отвалами, вычисляемых по известным методикам. Так, например, при работе 250-литровой драги с глубиной черпания 10–12 м, эфельностью 62 % стакер нужно повернуть от продольной оси драги на 14–15°, а эфельные колоды на 38–39°. Работа драги с поворотными отвалообразователями предусматривается системами поперечных ходов или смежно-продольными взаимно-противоположными лентами.

Таким образом, применяя драгу новой конструкции, можно полностью исключить подсыпку бортов разреза дражными отвалами и тем самым предотвратить потери и разубоживание песков, что существенно повысит эффективность разработки россыпи.

Глава 4

ПРЕДОХРАНЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ОТ ПРОМЕРЗАНИЯ ЗАТОПЛЕНИЕМ ВОДОЙ

4.1. Характеристика способов предохранения горных пород от промерзания

4.1.1. Краткая характеристика способов оттаивания горных пород

Успешная работа добычных горных механизмов и машин, в частности драг, при разработке россыпных месторождений зависит от многих факторов; одним из важнейших является отсутствие мерзлоты пород. Опыт работы с драгами средней и большей мощности показывает, что они могут успешно использоваться при наличии сезонного промерзания пород до 0,5–0,8 м. В случае большей толщины промерзшего слоя в весеннее время резко ухудшается работа всех механизмов, увеличивается их износ, производительность падает на 50–60 % иногда и более. Себестоимость драгирования 1 м^3 песков при этом увеличивается в несколько раз. Поэтому предохранение горных пород от сезонного промерзания и их оттаивание при разработке россыпных месторождений важно как для снижения себестоимости добычи металла и увеличения производительности, так и для предотвращения износа механизмов, продления срока службы драг.

В Забайкалье восемь среднелитражных драг применяются на полигонах, пораженных на 20–30 % многолетней мерзлотой и промерзающих зимой на глубину 2,5–4,0 м. Из-за нерешенной проблемы оттаивания и предохранения от сезонного промерзания они работают с годовой производительностью 400–700 тыс. м^3, в то время как на оттаянных предохраненных полигонах 250-литровые драги в аналогичных условиях могут промывать за сезон 1–1,4 млн м^3 (драги северной части Красноярского края, Амурской области). Оттаивание мерзлоты на россыпях Забайкалья в основном производится естественным способом с использованием энергии солнечной радиации, однако вскрыша ведется на незначительную глубину (0,5–1,0 м) и в недостаточных объемах (50–150 тыс. м^3, реже 200–300 тыс. м^3 на полигоне одной драги). Предохранение пород от промерзания чаще всего проводится затоплением, но из-за фильтрации через тело плотины и основание в большинстве случаев не удается сохранить необходимый уровень воды, что приводит к значительному сезонному промерзанию полигонов (до 2,0–3,0 м). Вследствие этого снижается производительность драг, увеличивается себестоимость добычи.

Расчеты показывают, что при полном решении проблемы предохранения горных пород от промерзания можно дополнительно получить прирост добычи песков до 3 млн м^3 в год, что равносильно постройке 3–4 новых 250-литровых драг [Костромин, 1977].

Оттаивание мерзлых горных пород производится в основном гидроигловым и естественным способами. Фильтрационно-дренажный и фильтрацион-

но-дождевальный способы, а также оттайка при помощи пара, горячей воды и электрического тока имеют незначительный удельный вес.

Гидроигловой способ заключается в оттайке пород водой, подаваемой в иглы (стальные трубы диаметром 34,0–42,0 мм с отверстиями на нижнем конце) от источника по металлическим и резиновым трубопроводам при помощи насосов или самотеком. Иглы периодически забивают в грунт на величину оттаявшего слоя или погружают в заранее пробуренные скважины. Забивку игл производят при помощи электровибраторов или вручную. Скважины иногда бурят непосредственно иглами, которые в этом случае снабжаются буровыми коронками. Температура воды при оттайке должна быть выше температуры мерзлых пород не менее чем на 5–7 °С. Расход воды составляет 7–15 м^3 на 1 м^3 оттаявших пород [Временные инструктивные указания..., 1984; Гольдтман и др., 1970; Потемкин, 1991].

Естественный способ оттайки основан на максимальном использовании тепловой энергии солнечной радиации. Для этого ранней весной с наступлением положительных температур убирают снежный покров. Оттайка ведется послойно путем снятия оттаявшего слоя на глубину 6–20 см бульдозерами или с наполнением (аккумулированием) талого слоя. Для ускорения процесса оттайки используют полимерные пленки, которые настилаются на полигон после уборки снежного покрова. Температура под пленкой на 7–10 °С выше температуры воздуха [Потемкин, 1991; Эффективность..., 1969]. Глубина оттаивания за сезон без применения пленки составляет 2–3 м в зависимости от климатических условий, с пленкой в 1,4–1,6 раза больше [Справочник..., 1973]. На Ундинском прииске комбината Балейзолото для ускорения оттаивания употреблялись пленки из битумной эмульсии и фуриловой смолы, что увеличило скорость оттаивания в 1,4–1,6 раза [Стафеев, 1970].

4.1.2. Способы предохранения песков россыпных месторождений от промерзания

При разработке россыпных месторождений применяются различные способы предохранения от промерзания: предохранение местными теплоизоляционными материалами, снегозадержание, рыхление верхнего слоя горных пород, предохранение при помощи искусственных теплоизоляционных материалов, затоплением водой.

Небольшие участки предохраняют местными теплоизоляционными материалами (опилками, камышитовыми матами, шлаком, торфом и др.), снегозадержанием, рыхлением, полимерными пленками [Волков, 1936; Стафеев, 1966; Шорохов, 1973; Фридман, Кочергина, 1947; Повышение эффективности..., 1965]. Предохранение больших площадей производится затоплением водой, укладкой пенопластовых щитов, искусственным снегом, пеной [Арэ, Балобаев, 1965; Инструктивные указания..., 1975; Лесков, Царегородов, 1966; Дружинин, Чешков, 1969; Пятаков и др., 1973; Афанасьев, 1956].

Выбор способа зависит от горно-технических и климатических условий района месторождения.

Предохранение полигонов при помощи местных теплоизоляционных материалов осуществляется на необводненных месторождениях в условиях мало-

снежной зимы, на небольших участках. В настоящее время этот способ малоэффективен, экономически неоправдан и имеет вспомогательное значение [Харченко, 1957].

Снегозадержание применяется в районах с суммой отрицательных градусосуток менее 4000, при раннем выпадении обильного устойчивого снежного покрова [Гольдтман и др., 1970]. Для снегозадержания используют настил из хвойных ветвей, вырубленные кустарники [Тальгамер, 1995; Фридман, Кочергина, 1947; Харченко, 1957], а также щиты и другие средства. Щиты обычно имеют размеры 1×2 м и представляют собой решетку из теса (1,5×5 см), прошитую с промежутками от 5 до 15 см. Устанавливают их по 5–6 в ряд с интервалами 15–20 см, расстояниями между рядами 15–30 м. По мере роста слоя снега до 2/3 высоты щитов последние переставляются; за зиму щиты переносятся до пяти раз. Для снегозадержания на площади 1 га требуется 60–100 щитов. Можно также производить снегозадержание путем создания снежных валов тракторными валкообразователями.

Глубина промерзания при накоплении значительного слоя снега уменьшается в 2 раза на Урале и в Сибири, а на Колыме — не более чем на 10 % [Шорохов, 1973]. По данным В.Г. Лешкова [1980; Тальгамер, 1995], в условиях комбината "Лензолото" сезонная мерзлота на защищаемых участках составляет около 0,6 м против 1,1–1,6 м на незащищенных площадях.

С установлением положительных температур снежный покров рекомендуется удалять бульдозерами для ускорения процесса естественного оттаивания или применять зачернение угольной пылью, шлаком, грунтом.

Недостатком защиты пород от промерзания снегозадержанием является ограниченность его применения. Этот способ возможен только в районах с мощным и устойчивым снежным покровом, который необходимо удалять в ранневесенний период. Эффективность снегозадержания по сравнению с другими способами невысока.

В Забайкалье с его малоснежной (толщина снежного покрова 10–15 см) и суровой (температура воздуха до −40 ÷ −45 °С) зимой этот способ малоприемлем.

Рыхление верхнего слоя пород во время начала сезонного промерзания на глубину до 0,5–0,6 м производится при положительных температурах тракторными рыхлителями [Шорохов, 1973; Стафеев, 1966]. Перед рыхлением поверхность полигона необходимо очистить от глыб, валунов, убрать лес, пни. В результате нарушения естественной структуры поверхностного слоя и увеличения пористости пород уменьшается их теплопроводность, что приводит к уменьшению отрицательных тепловых потоков. Рыхление рекомендуется производить продольно-поперечными смежными ходами, так как в этом случае не образуется сквозных пустот, способствующих увеличению конвективной составляющей теплового потока. Сезонное промерзание пород под разрыхленным слоем мощностью 50–60 см уменьшается на 50–60 %, по фактическим данным под разрыхленным слоем 0,6 см промерзание составило 1,6–1,7 м против 3,5–4,0 м в естественных условиях [Стафеев, 1974; Стафеев, 1971]. Когда разрыхленный слой заносится снегом, он становится малотеплопроводным ($\lambda = 0{,}3$ Вт/(м·град)) [Гольдтман и др., 1970]. Рыхление достаточно эф-

фективно лишь в районах с умеренным климатом и при низком уровне грунтовых вод (не менее 0,8 м от поверхности) [Стафеев, 1971].

Иногда применяется осушение галечно-гравелистых пород с помощью самотечной дренажной канавы или колодцами с насосными установками, что позволяет снизить влажность и предотвратить прочное смерзание пород. Применение этого способа ограничено и носит вынужденный характер, когда другие способы по какой-либо причине использовать не удается [Гольдтман и др., 1970].

Щиты из полистирольного пенопласта ПС-Б применяют в ряде районов из-за отсутствия воды в зимний период. Такой теплоизоляционный покров можно создать в любых условиях, независимо от рельефа местности, уровня грунтовых вод, фильтрационных свойств пород, климатических условий и режима притока поверхностных вод.

Обычно щиты имеют шестигранную форму в плане, хотя допускается и прямоугольная, толщина их 20–35 см, площадь 2,0–2,6 м^2 [Справочник..., 1973; Инструктивные указания..., 1975]; изготовляются они из гранулированного полистирола на специальных установках с использованием пара, в редких случаях — путем склеивания готовых плит (размер их 60×90 см, толщина 5–10 см) при помощи специальных клеев (ВИАМ-Б-3, ВК-1 и др.), которые наносятся по контуру плит.

Щиты настилают за несколько дней до перехода среднесуточных положительных температур воздуха через 0 °С. Перед укладкой с полигона удаляются пни, кустарники, валуны. Поверхность разравнивается бульдозером, чтобы удобно было укладывать плиты. При раннем выпадении снега щиты допускается укладывать на снежный покров, который играет роль уплотнителя. Настил из пенопластовых щитов требует предохранения от повреждений, не позволяет хождения по нему и проведения взрывных работ вблизи, что является недостатком способа.

Толщину покрова определяют по номограмме, составленной А.И. Приймаком [1966], в зависимости от допускаемых тепловых потерь за период действия настила, числа отрицательных градусосуток и коэффициента теплопроводности материала, а также в зависимости от назначения. Промерзание допускается на величину 0,1–0,2 м, если породы разрабатываются сразу же после снятия покрова; 1–1,2 м — если разработка начинается несколько позднее снятия покрова и породы успевают оттаять под действием солнечной радиации; 2,0 м — если после уборки теплоизоляционного покрова для ускорения оттаивания применяют полимерные пленочные покрытия [Гольдтман и др., 1970; Приймак, 1966].

Для регулирования процесса промерзания под теплоизоляционным покровом в некоторых случаях под настил из пенопластовых щитов укладывают электрические нагреватели, в качестве которых служит изолированный железный или медный провод, уложенный параллельными рядами через 0,2–0,5 м [Рашкин и др., 2004]. При настиле из пенопласта толщиной 15 см требуется средняя мощность подогрева 5–7 Вт/м^2 [Справочник..., 1973].

По данным В.М. Натоцинского [1975], промерзание под пенопластовым настилом толщиной 15 см, под которым был проложен медный провод диаметром 0,6 мм с интервалом 0,25 м, составило 1,1 м против 3,7–3,9 м в естествен-

ных условиях; при использовании стального провода сечением 1,2 мм с интервалом 0,3 м глубина промерзания — 1,5 м.

Основной недостаток предохранения пород от промерзания с помощью пенопластовых щитов — большая трудоемкость работ и сравнительно небольшая эффективность способа. Его применяют в тех случаях, когда предохранение водой невозможно по какой-либо причине.

Искусственный снег и пена различного состава применяются для защиты пород от промерзания в малоснежных районах, когда нельзя произвести качественное затопление полигонов водой. В 1962–1965 гг. на одном из приисков комбината "Амурзолото" В.М. Старковым (институт ЦНИИГРИ) проводились работы по предохранению песков пеной и искусственным снегом. Испытывалась пена четырех различных видов (табл. 4.1) следующего состава (%):

Состав 1	Состав 2	Состав 3	Состав 4
Раствор 1 Керосин (контакт) — 3,0 Вода — 7,0 **Раствор 2** Крепитель М — 50,0 Вода — 40,0	Пенообразователь ПО-1 — 4,0 Вода — 96,0	Керосин (контакт) — 5,22 Клей столярный — 0,75 Спирт этиловый — 0,03 Вода — 94,0	Мыло — 5,0 Вода — 95,0

Для нанесения пены использовался пеногенератор высокой кратности ПУ-3. Растворы 1 и 2 приготавливались в отдельных баках, перемешивались и по раздельным трубопроводам подавались в соотношении 1 : 9 в смеситель пеногенератора, где перемешивались с воздухом, затем масса подавалась на сетку и преобразовывалась в пену, далее через рукав выбрасывалась наружу.

Пена наносилась на поверхность полигона слоем 0,5–1,2 м. Промерзание пород составило соответственно 2,5 и 1,3–1,5 м против 3,5–4 м на незащищаемых участках [Старков, 1969].

Недостатками этих пенных покрытий является довольно большая трудоемкость работ, сравнительно малая эффективность, низкая устойчивость пены (после замерзания прочность ее резко снижается), а главное — значительная стоимость 1 м^3 пены и низкая температура замерзания (от –19 до –24 °С), что ограничивает их применение.

В 1964–1965 гг. на дражных полигонах комбината "Амурзолото" проводились испытания искусственного снега, который наносился на поверхность дождеванием при помощи дальнеструйной установки ДДП–30С, обеспечиваю-

Таблица 4.1

Некоторые свойства искусственной пены

Параметр	Состав 1	Состав 2	Состав 3	Состав 4
Кратность пены	13,3–33,2	50–100	—	—
Плотность замерзания, кг/дм^3	0,03–0,075	0,01	До 0,075	0,30
Плотность после замерзания и разрушения, кг/дм^3	0,04–0,09	0,02	—	—
Разрушающее напряжение, г/см^2	30–250	До 10	30–50	До 1 кг/см^2
Усадка, %	20–90	—	—	—
Крупность пустот	1–10	5–10	30–40	10–50

Примечание. Прочерк — отсутствие данных.

щей производительность за смену 60–150 м³/ч. Плотность получаемого искусственного снега составила 0,45–0,55 кг/дм³. Промерзание пород под слоем искусственного снега толщиной 1 м равнялось 2,8 м, против 4,7 м на непредохраняемом участке [Старков, 1969].

К несовершенствам предохранения искусственным снегом следует отнести: малую эффективность, большую трудоемкость работ по подводу воды для питания дальнеструйной установки и нанесения слоя, необходимость проведения дождевания для ускорения таяния снега, а также большую стоимость защитного покрова [Натоцинский, 1975].

Во ВНИИГе им. Б.Е. Веденеева и его Сибирском филиале в 1963–1965 гг. проводились исследования теплоизоляционного материала — быстротвердеющей пены. Исходными компонентами для получения пены являются: мочевиноформальдегидная смола (Крепитель М и МФ-17), пенообразователь ПО-1 (керосиновый контакт), вода и техническая соляная кислота 20–22%-й концентрации. Быстротвердеющая пена получается путем смешения водяного раствора смолы и пенообразователя с добавлением в этот раствор отвердителя — соляной кислоты. Для повышения механической прочности пены в водный раствор пенообразователя вводят добавки резорцина и синтетического латекса. Увеличение кратности пены достигается подачей в раствор воздуха. Для получения пены применяют специальную установку, в состав которой входят: насос, пеносмеситель, воздушный смеситель, компрессор, емкость для водного раствора смолы и пенообразователя, емкость для кислоты, система шлангов. (Основные характеристики быстротвердеющей пены: объемный вес 20–50 кг/м³, коэффициент теплопроводности 0,03–0,06 ккал/(м·г·град) [Временные указания..., 1970].)

В Институте теплофизики СО АН СССР были разработаны состав и технология получения в полевых условиях твердеющей пены на основе карбамидных смол [Дружинин и др., 1975]. Главным недостатком этих пен является большая трудоемкость работ, значительная стоимость, сложная технология приготовления пены.

В 1960–1971 гг. иркутским НИИ редких и цветных металлов проводились изыскания по усовершенствованию способа защиты пеной горных пород от промерзания. На основе широких исследований различных ПАВ установлено, что для получения пены необходимы алкилсульфонат, вода и сжатый воздух. Алкилсульфонат получают из парафина при одновременном действии хлора и сернистого ангидрида (SO_2) с последующим омылением (обработка NaOH). Общая формула вещества $R\text{-}SO_3Na$. Пенообразователь представляет собой пасту светло-желтого цвета с удельным весом 1,15 г/см³; pH 1%-го водного раствора 7,5–8,5, содержит до 30 % воды. Продукт не имеет осадка и посторонних включений, не горюч, не ядовит, обладает слабым запахом. Длительное хранение при отрицательных температурах и последующее нагревание до 200 °С не меняют его пенообразующих свойств [Пятаков и др., 1973; Ведяев и др., 1975; Пятаков, 1994; Применение водовоздушных пен..., 1972].

Для получения пены необходима специальная установка, в основу конструкции которой положен принцип механического перемешивания смеси воздуха и водного раствора ПАВ турбулентным потоком в длинном рукаве. Уста-

новка состоит из двух основных насосов, узла приготовления пенообразователя со вспомогательным насосом, пеносмесителя с дозировочным устройством, узлов смешивания раствора и воздуха и резиновых рукавов.

По способу водоснабжения предполагаются три варианта работы:

1) установка располагается непосредственно у водоема и оба основных насоса находятся в помещении;

2) установка размещается на некотором удалении от водоема и один из основных насосов выносится к месту забора воды;

3) установка снабжается привозной водой и оборудуется специальной емкостью.

Вода может использоваться из любого пресного источника, допускается наличие механических примесей. Присутствие солей кальция и магния до 15 мг/л существенного влияния на пенообразование не оказывает. Сжатый воздух получают от компрессора. Пенообразователь перед растворением необходимо оттаять и тщательно перемешать. Раствор эмульгатора концентрацией 20–25 % приготавливают в специальном баке, где его необходимо нагреть электроподогревом до 60–70 °С и предварительно перемешать. При работе пеногенераторной установки вода под напором основных насосов смешивается с пенообразователем и поступает по магистрали в водораспределитель и далее через вентили по трем параллельным шлангам к узлам смешивания раствора с воздухом (воздухосмесителям). Воздух от компрессора поступает в воздухораспределитель и затем — по трем магистралям в воздухосмесители. Проходя через воздухосмеситель, раствор пенообразователя и воздух попадают в резиновый рукав, где при интенсивном турбулентном перемешивании двухфазного потока происходит пенообразование [Ведяев и др., 1975; Пятаков, 1994; Применение водовоздушных пен..., 1972]. Наносится пена при наступлении устойчивых отрицательных температур (не выше $-10 \div -15$ °С). Для создания пенного теплоизоляционного покрова необходима полная смерзаемость жидкой фазы, что достигается нанесением пены слоями толщиной не более 2–3 см. Как правило, этот фактор снижает производительность работ. Чем ниже температура, тем большая толщина такого слоя пены допускается. При температуре –25 °С и ниже получается наиболее прочная пена, дающая в дальнейшем малую усадку.

Защищаемый полигон разбивается на участки прямоугольной формы, разделенные дорожками; размеры участков зависят от длины рукавов и дальности полета струи пены и в среднем составляют 25×70 м. Пена наносится по обе стороны от дорожки с равномерным распределением по всей территории, причем в начальный период нужно охватить максимальную площадь и довести толщину слоя пены на ней до 15–20 см с тем, чтобы резко уменьшить теплопотери оголенного грунта в начале зимы. В дальнейшем наращивают толщину покрытия в любой последовательности, периодически переходя с одной дорожки на другую. При необходимости оборудуют вторую стоянку пеногенераторной установки.

После намораживания слоя пены величиной 15–20 см весь полигон желательно покрыть пеной кратностью 3–5 для образования тонкой защитной корки льда (3–4 мм), которая не только увеличивает прочность покрытия, но и препятствует его выдуванию. В районах с сильным ветром эта операция обя-

зательна. Пену кратностью 3–5 получают путем уменьшения расхода пенообразователя.

Испытания пенных покрытий проводились на дражных полигонах комбината "Индигирзолото" и на опытных площадках Иркутска. При сезонном промерзании 2,2 м толщина покрова 25–40 см уменьшает промерзание до 1,3–1,4 м, а слой пены в 40–70 и 70–100 см — соответственно до 1,1–1,3 и до 0,8–1,0 м [Старков, 1969; Применение водовоздушных пен..., 1972].

Свойства замороженной пены непостоянны во времени и зависят от различных факторов. Непосредственно после нанесения пена имеет удовлетворительные механические свойства и предел прочности на сжатие достигает 100 кг/м^2. В дальнейшем под действием температуры, температурного градиента и механической нагрузки прочность пены снижается, что приводит к самоуплотнению и ухудшению теплоизоляционных свойств. Чем выше температура пены, тем большей плотности при усадке она достигает. При высоких температурах пены (−1 ÷ −2 °С) плотность нижнего слоя для метрового пласта доходит до 150–170 кг/м^3, при более низких (−15 ÷ −20 °С) — до 100–120 кг/м^3. Коэффициент теплопроводности пены зависит от ее температуры и плотности и равен 0,06–0,18 ккал/(м · ч · град). Удельная теплоемкость пены равна удельной теплоемкости льда и составляет 0,5 ккал/(кг · град) [Применение водовоздушных пен..., 1972; Ведяев и др., 1975].

К недостаткам пенных покрытий можно отнести: высокую себестоимость предохранения; необходимость сооружения специальной дорогостоящей пеногенераторной установки (стоимость около 10 000 р. в ценах 1970-х годов); значительную трудоемкость работ по нанесению пены, а также потери времени из-за устранения перемерзания рукавов при низких температурах; возможность создания теплоизоляционного покрова только при низких температурах (−10 ÷ −15 °С), когда породы уже промерзают на некоторую глубину (30–50 см); необходимость подогрева раствора до 60–70° С, что не всегда возможно; зависимость от источника водоснабжения; нецелесообразность применения пены в районах со значительным снежным покровом.

Предохранение горных пород от промерзания полимерными пленками проводилось на Северо-Востоке России. Пленка укладывалась на полигон до наступления морозов. Талые породы сохранялись под ней в течение 3–4 нед после наступления морозов, затем начиналось промерзание [Шорохов, 1973; Эффективность..., 1969; Повышение эффективности, 1965; Материалы семинара..., 1969]. Но независимо от числа уложенных слоев горные породы промерзают не менее чем на 1,6 м [Натоцинский, 1975]. В табл. 4.2 приведены характеристики основных теплоизоляторов.

На строительстве Братской и Вилюйской гидроэлектростанций был испытан теплоизоляционный материал — пенолед, предложенный ВНИИГ им. Б.Е. Веденеева. Но впоследствии широкого применения он не получил по ряду причин. Стоимость пенольда значительна — только на пенообразование затраты составляют 80–90 коп. за 1 м^3. Для получения пены нужны высокие концентрации (6–8 %) пенообразователей ПО-1 и ПО-6 [Применение водовоздушных пен..., 1972]. Пена на основе вышеуказанных пенообразователей имеет низкую устойчивость, а после замерзания прочность ее очень мала.

Таблица 4.2

Некоторые характеристики известных теплоизоляторов и замороженной пены

Материал	Объемный вес, кг/м³	Удельная теплоемкость, ккал/(кг·град)	Коэффициент теплопроводности, ккал/(м·ч·град)	Стоимость 1 м³ (без затрат на нанесение), р.
Минеральная вата	100	0,17	0,04	1360
Опилки	300	0,55	0,11	—
Торфоплиты	460	0,43	0,34	2330
Войлок минеральный	250	0,18	0,07	1420
Быстротвердеющая пена (ВНИИГ им. Б.Е. Веденеева)	20–50	0,34	0,03–0,06	570
Пенолед (ВНИИГ им. Б.Е. Веденеева)	50	0,5	0,1	100
Мипора	20	0,34	0,03	980
Быстротвердеющая пена (Институт теплофизики СО АН СССР)	20	0,34	0,03	60
Снег	100	0,5	0,09	—
	200	0,5	0,20	—
Замороженная пена (Иргиредмет)	70	0,5	0,07	11
	100	0,5	0,09	12
	130	0,5	0,12	15

Самым распространенным способом защиты горных пород от промерзания является затопление полигонов водой. В определенных горно-геологических условиях этот способ наиболее эффективен и экономичен по сравнению с другими, так как позволяет с минимальными затратами полностью предохранить горные породы от промерзания. Сущность его заключается в сооружении плотин, дамб, перемычек, перекрывающих русло рек и создающих водохранилища на защищаемом полигоне.

Гидротехнические сооружения возводятся обычно из местных материалов (галька, торфа вскрыши, ил, дражные отвалы и др.). Величина слоя воды для полного предохранения пород от промерзания должна быть больше глубины сезонного промерзания водоемов на 0,3–0,5 м [Гольдтман и др., 1970]. Для условий Забайкалья минимальная глубина затопления колеблется от 2,0 до 2,8 м.

Параметры земляных плотин в условиях разработки россыпей, исходя из непродолжительности срока их эксплуатации (1–3 года), устанавливаются обычно следующие: высота 2–5 м, реже до 10–12 м, ширина по верху 3–6 м, уклон мокрого откоса 1 : (2 ÷ 3), сухого откоса 1 : (1 ÷ 2) [Справочник..., 1973]. Длина плотин зависит от ширины долины и равняется обычно 200–600 м, доходя иногда до 1–3 км [Шорохов, 1956]. Расстояние между плотинами зависит от глубины затопления и уклона долины и составляет от 200 м до 1–5 км [Справочник..., 1973; Шорохов, 1956]. Как уже отмечалось, плотины в основном сооружаются из местных пород, но изредка применяются привозные водонепроницаемые материалы (глины, суглинки), используемые на сооружение тела плотины или отдельных ее элементов (экрана, зуба), перевозимые подчас на большие расстояния [Стафеев, 1974]. Плотины чаще всего сооружают бульдозерами либо при вскрытии торфов, либо целенаправленно, иногда для этой цели используются экскаваторы по транспортным и бестранспортным схемам, скреперы. В некоторых случаях плотины и перемычки создаются дражными отвала-

ми при помощи определенной системы ходов драги с дальнейшим перемещением отвалов бульдозерами.

Условиями успешного предохранения пород от промерзания являются: сравнительно узкие долины рек (до 300–400 м); незначительная водопроницаемость пород тела плотины и основания. При сильно водопроницаемых породах, слагающих россыпь, когда невозможно сохранить необходимый уровень воды, применяют следующие мероприятия, способствующие предохранению пород от промерзания: накопление запаса воды для подпитки основного водохранилища, перекачка воды, оставление воздушно-ледяных промежутков, сооружение экранов из водонепроницаемых материалов и полимерных пленок.

Метод накопления определенного запаса воды заключается в том, что выше предохраняемого полигона сооружается один или несколько водоемов. По мере понижения уровня в водохранилище основной плотины производится подпитка из вспомогательных водохранилищ [Стафеев, 1974].

Для поддержания определенного уровня воды также применяется ее перекачка на предохраняемый участок, где используются насосы средней производительности [Афанасьев, 1956; Стафеев, 1974]. Кроме того, распространен способ, который в 1930 г. предложил инженер Л.Г. Хиторян [1930] и в 1940 и 1948 гг. опробовал Г.А. Нурок [1941, 1948]. Суть его заключается в оставлении подо льдом воздушных "подушек" путем намораживания определенного слоя льда и дальнейшего выпуска воды [Шорохов, 1973; Хиторян, 1930; Нурок, 1941, 1948; Умнов, 1956; Куколев, 1961]. С целью предотвращения обрушения льда в осенний период на предварительно вскрытых площадях бульдозерами проходят траншеи шириной в одну заходку отвала, между траншеями оставляют гребень шириной по низу 0,8–1,0 м и высотой 0,5–0,6 м. В центральной части траншеи вбивают колья с интервалами 2–2,5 м [Повышение эффективности..., 1965]. Вместо кольев и выработок траншейного типа можно бульдозером создавать земляные тумбы в шахматном порядке с расстоянием между центрами 3–6 м. Размер тумб по низу 2–3,5 м, высота 1–1,5 м [Гольдтман и др., 1970; Повышение эффективности..., 1965]. В районах, где достаточно лесоматериалов, до начала подъема воды производят забивку в грунт кольев или треног из леса диаметром 7–10 см (5–15 см), расстояние между ними от 1,5÷2 до 4 м [Лешков, 1964]. После этого поверхность полигона, подготовленного одним из вышеописанных методов, с помощью плотин или дамб затопляют водой на глубину, несколько превышающую высоту земляных гребней и тумб. При этом колья должны возвышаться над поверхностью воды на 0,5–1 м. Спустя некоторое время, когда толщина свода достигнет 25–30 см, воду выпускают из водохранилища, вследствие чего лед оказывается подвешенным на опорах, образуя однослойную воздушную "подушку" толщиной 0,5–2 м. Подобным же образом создают и многослойное чередование льда и воздушных промежутков. С этой целью размеры гребней и тумб, создаваемых бульдозерами, несколько увеличивают либо устанавливают дополнительные колья или треноги, после чего полигон затапливают водой. После образования льда толщиной 25–30 см уровень воды снижают с таким расчетом, чтобы на гребнях (кольях) ниже основного образовался второй слой льда с воздушным промежутком в 35–40 см. И с достижением достаточной его толщины уровень воды снова понижается

и т.д. [Повышение эффективности..., 1965; Хиторян, 1930; Нурок, 1941, 1948; Умков, 1956; Куколев, 1961].

Ледяной покров не должен иметь открытых трещин или проемов, приводящих к интенсивному обмену подледного воздуха с атмосферным, что обусловливает промерзание пород. Для предотвращения значительного растрескивания льда рекомендуется соблюдать ряд условий: толщина ледяного прослойка должна составлять не менее 1/15 пролета между смежными опорами; опоры обязательно устанавливаются на прочный галечник во избежание осадки под действием ледяной нагрузки; в период наращивания льда уровень воды нужно поддерживать без значительных изменений; перед понижением уровня или полным спуском воды необходимо просверливать во льду небольшие отверстия, через которые под лед может поступать атмосферный воздух, предотвращающий образование вакуума под предохранительным покровом и возникновение разрушающих сил от избыточного атмосферного давления [Гольдтман и др., 1970]. Образующиеся при осадочной деформации трещины льда закрывают снегом, ветками и т.д. Однако не всегда удается предохранить лед от растрескивания и разрушений, во многих случаях он ложится на почву, вследствие чего происходит интенсивное промерзание пород до 2–2,5 м, что считается главным недостатком этого способа.

В районах с большим снежным покровом, где сильные морозы наступают до образования последнего, применяют способ затопления полигонов с последующим снегозадержанием [Шорохов, 1973]. При благоприятных условиях предохранение пород от сезонного промерзания приведенными выше способами является достаточно эффективным и уменьшает зимнее промерзание в 2–3 раза [Куколев, 1961]. По данным Г.З. Умкова [1956] и А.З. Панфилова [1953], величина сезонного промерзания в зависимости от климатических условий и конструкции покрытия составляет 0,5–1,5 м.

4.1.3. Термическая эффективность воздушно-ледяного покрытия

Изучением термической эффективности воздушно-ледяного покрытия занимались Ф.Э. Арэ, В.Т. Балобаев, Д.И. Бояринцев и др. [Фридман, Кочергина, 1947; Куколев, 1961; Панфилов, 1953]. Ф.Э. Арэ [1965] и В.Т. Балобаев [1963, 1964] на основе собственных исследований и изучения трудов Д.И. Бояринцева [1937, 1950], С.С. Кутателадзе и В.М. Боришанского [1959] получили формулы для определения времени образования воздушно-ледяных прослоек и глубин промерзания [Арэ, Балобаев, 1965], которые приведены ниже.

Для вычисления эквивалентного коэффициента теплопроводности горизонтальных прослоек за счет конвекции и кондукции $\lambda_{экв}$ Д.М. Бояринцев [1937] предложил эмпирическую формулу, которая позднее подтвердилась экспериментальными исследованиями Ф. Арэ [1965]:

$$\lambda_{экв} = 0{,}473\lambda \mathrm{Gr}^{\frac{1}{4}}, \qquad (4.1)$$

где λ — коэффициент кондуктивной теплопроводности воздуха; Gr — критерий Грасгофа, равный $\beta \frac{ql^3 \Delta T}{\nu^2}$; β — коэффициент объемного расширения воздуха;

q — ускорение силы тяжести; l — толщина прослойки; ΔT — разность температур ограждающих поверхностей прослойки; ν — кинематическая вязкость воздуха.

Д.М. Бояринцев [1950] предложил следующие формулы для расчета $\lambda_{экв}$.

В интервале $4 < l_g(3\mathrm{GrPr}) < 7$

$$\lambda_{экв} = 0{,}062\lambda(3\mathrm{GrPr})^{\frac{1}{3}}, \tag{4.2}$$

в интервале $7 < l_g(3\mathrm{GrPr}) < 10$

$$\lambda_{экв} = 0{,}022\lambda(3\mathrm{GrPr})^{\frac{1}{4}}, \tag{4.3}$$

где Pr — критерий Прандтля, равный $\frac{\nu}{\alpha}$; α — коэффициент температуропроводности воздуха.

Эквивалентный коэффициент теплопроводности воздушных прослоек за счет излучения выражается формулой [Арэ, Балобаев, 1965]:

$$\lambda_{и} = 0{,}177l\left(\frac{273 + T_{н}}{100}\right)^3, \tag{4.4}$$

где $T_{н}$ — температура нижней ограничивающей поверхности воздушной прослойки.

Общий эффективный коэффициент теплопроводности воздушной прослойки за счет кондукции, конвекции и излучения равен сумме $\lambda_{экв}$ и $\lambda_{и}$:

$$\lambda_{эф} = \lambda_{экв} + 0{,}177l\left(\frac{273 + T_{н}}{100}\right)^3. \tag{4.5}$$

Если все прослойки льда будут примерно одинаковы, т.е. $l_{л1} \approx l_{л2} \approx \approx \ldots \approx l_{лn}$, и все воздушные прослойки будут $\approx l$, то время образования n-й прослойки льда, с учетом теплоизолирующего влияния снежного покрова, находится по формуле:

$$t_n = \frac{Q_{л}}{2\lambda_{л}T_{пр}}\left[\left\{\frac{\lambda_{л}}{\lambda_{экв}}[(n-1)(l_{л}+l)+\alpha_2]+\frac{l_{сн}\lambda_{л}}{\lambda_{сн}}\right\}^2 - \right.$$

$$\left. - \left\{l_{л}+\frac{\lambda_{л}}{\lambda_{экв}}[(n-1)(l_{л}+l)+\alpha_2]+\frac{\lambda_{л}}{\lambda_{сн}}l_{сн}\right\}^2\right], \tag{4.6}$$

где $\lambda_{экв}$ — суммарный эффективный коэффициент теплопроводности воздушного покрытия, при $l_{л1} \approx l_{л2} \approx \ldots \approx l_{лn}$, $l_1 = l_2 = \ldots = l_n$ вычисляется по формуле М.А. Михеева [1947]; $\lambda_{л}$ — теплопроводность льда; $Q_{л} = q\gamma_{л}$ — количество тепла, выделяемого при образовании 1 м^3 льда; $\gamma_{л}$ — объемный вес льда; q — удельная теплота образования льда; $\alpha_2 = \frac{a\lambda_{экв}}{\lambda K_1} l_n \frac{R_1 h}{a}$ — приведенная толщина слоя

воздуха; a — коэффициент молекулярной теплопроводности воздуха; K_1 — коэффициент турбулентного обмена в воздухе; R_1 — коэффициент турбулентного обмена в воздухе на высоте 1 м; h — высота, на которой задается температура воздуха; $T_{пр} = T_в + (\beta - \nu)\frac{\alpha_1}{\lambda_л}$ — приведенная температура поверхности льда; $T_в$ — температура воздуха на высоте h, м; β — радиационный баланс; ν — затраты тепла на испарение со льда; $l_{сн}$ — высота снежного покрова; $\lambda_{сн}$ — теплопроводность снежного покрова.

Глубину промерзания горных пород под воздушно-ледяным покрывалом можно рассчитать по формуле [Арэ, 1965]

$$\xi = -\frac{\lambda_г}{\lambda_{экв}}[n(l_1 + l) + \alpha_2] + \sqrt{\left[\frac{\lambda_г}{\lambda_{экв}}(n \times l_л + nl + \alpha_2)\right]^2 - \frac{2\lambda_г T_{пр}}{Q_и}t}, \qquad (4.7)$$

где $\lambda_г$ теплопроводность мерзлого грунта; $Q_г = q\gamma_г\frac{\omega}{1+\omega}$ — количество тепла, выделяемого при замерзании 1 м^3 грунта; $\gamma_г$ — объемный вес грунта; ω — весовая влажность грунта.

На основе анализа приведенных формул авторы сделали вывод о том, что воздушно-ледяное покрытие может полностью предохранить полигон только в том случае, если процесс намораживания ледяных слоев будет продолжаться всю зиму, причем толщина ледяных и воздушных прослойков должна быть по возможности минимальной. Если устройство покрытия закончится до окончания зимы, под ним неизбежно начнется промерзание [Арэ, 1965].

Таким образом, теоретические и экспериментальные исследования показывают, что воздушно-ледяные покрытия не предотвращают глубокого зимнего промерзания. Этот вывод полностью согласуется с практическими данными по ряду предприятий золотодобывающей промышленности.

Для сокращения фильтрационных потерь через тело и основание плотины сооружают противофильтрационные экраны и завесы, исходным материалом для которых служат: верхний слой торфов (водопроницаемость их значительно меньше, чем песчано-галечниковых отложений); суглинки и глина, которые добываются экскаватором и транспортируются к месту работ автосамосвалами (стоимость таких плотин обычно высокая) [Стафеев, 1974]; смолы; илисто-глинистые отложения; опилки и т.д. Для кольматации [Натоцинский, 1975] используют ледогрунтовые экраны [Трупак, 1970].

Технология сооружения таких противофильтрационных устройств заключается в возведении тела плотины, проходке зуба в основании плотины, укладке на верховом откосе плотины и зуба водонепроницаемого материала, который при необходимости можно засыпать защитным слоем пород. Проходку зуба и сооружение противофильтрационного экрана можно осуществлять при помощи бульдозеров, скреперов, экскаваторов. Транспортирование водонепроницаемого материала производят автосамосвалами, бульдозерами, реже скреперами. Характерная черта этих противофильтрационных сооружений — значительная стоимость и трудоемкость.

Начиная с 1970-х годов в качестве противофильтрационного экрана, не только в горном деле, но и в гидротехническом строительстве, весьма эффективно стали использовать полимерные пленки (полиэтиленовые, полихлорвиниловые), которые укладываются по всему мокрому откосу и зубу, иногда в приплотинной части в виде понура длиной до 50 м [Лысенко, 1972; Соколовский, 1972; Глебов, 1973; Рашкин, 2004; Опыт строительства..., 1973]. Экраны из полимерных пленок позволяют не менее чем в 2 раза уменьшить фильтрационные расходы, снизить стоимость сооружения плотин на 20–30 % за счет отсыпки их из грунтов, расположенных непосредственно вдоль створа, и уменьшения объемов, снизить на 30–40 % трудоемкость последующей разработки плотин до окончания их оттаивания [Опыт строительства..., 1973].

Все эти факты говорят о значительной эффективности пленочных экранов при разработке россыпей. Однако имеются и существенные недостатки, к которым следует отнести вырождаемость при отсыпке защитного слоя и, самое главное, — сложность экранирования подземного контура, вследствие чего наблюдается фильтрация через основание плотин или обваловку и даже тело плотины.

Себестоимость предохранения дражных полигонов от промерзания горных пород затоплением незначительна и составляет 0,5–5 % от себестоимости разработки 1 м^3 горных пород [Лешков, 1964; Повышение эффективности..., 1965; Костромин, 1976].

Необходимо отметить физико-химические способы предохранения пород от промерзания, которые, вероятно, найдут применение при определенных условиях разработки россыпных месторождений. Сущность этих способов заключается в понижении температур замерзания поровой влаги вследствие введения в нее водорастворимых солей: хлористого натрия и кальция, хлоридов, сульфитно-спиртовой барды и др. [Химические методы..., 1971; Далматов, Ласточкин, 1965; Разработка..., 1969; Емельянов, 1968; Пусков, 1966]. Известно применение растворов хлористого натрия для предохранения пород на стройках городов Ангарск [Пантелеев, 1964] и Гомель [Размораживание..., 1966]. На строительстве Вилюйской ГЭС применялись хлористые натрий и кальций [Зимняя укладка..., 1968]. Имеется и зарубежный опыт по обработке грунтов водорастворимыми солями как в строительстве [Haus, 1953], так и в горном деле при предохранении откосов уступов в карьере роторных экскаваторов [Shuman, 1973].

Научный анализ физико-химического способа предохранения пород от промерзания и практический опыт его применения показывают, что он обладает значительной трудоемкостью и высокой себестоимостью [Химические методы..., 1971]. Поэтому, по нашему мнению, этот способ может применяться лишь в небольших масштабах.

Из всех методов предохранения горных пород от промерзания наибольший интерес вызывает затопление полигонов водой, который для условий Сибири, Забайкалья и Дальнего Востока является самым эффективным, если на затопленных площадях удается сохранить необходимый уровень воды в течение всего холодного периода года. Однако часто плотины сооружаются из местных водопроницаемых пород, поэтому, например, на россыпях Забайкалья вода удер-

живается не более 10–50 сут. Породы после этого промерзают на глубину до 2,0–3,5 м, а полностью оттаивают к концу августа — началу сентября.

Экраны, создаваемые в теле плотины из глин, суглинков, торфов и др., в определенных условиях достаточно эффективны, но в то же время требуют для сооружения большого количества специальной техники (экскаваторов, скреперов, автомобилей). Характерная черта таких противофильтрационных сооружений — значительная стоимость (себестоимость предохранения 1 м^3 пород по расчетам в ценах до 1990 г. достигает 30–50 коп.) и трудоемкость.

4.2. Лабораторные исследования

4.2.1. Применение химических реагентов и полимерных пленок при создании противофильтрационных экранов

При разработке россыпных месторождений открытым способом в настоящее время широко применяются различные гидротехнические сооружения и наиболее важные из них — плотины, дамбы, перемычки, применяемые для водоснабжения, поднятия уровня воды на дражных полигонах, очистки промышленных стоков и особенно для предохранения пород от сезонного промерзания. Земляные плотины на россыпях, как правило, низконапорные и сооружаются из местного строительного материала.

Сооружение наиболее ответственных элементов противофильтрационной защиты плотин затруднено из-за сложных гидрогеологических характеристик россыпей. Поэтому не всегда удается сохранить на подтопленных площадях уровень воды, необходимый для качественного предохранения пород, особенно если плотины создаются из водопроницаемых пород и на водопроницаемых основаниях.

С 1966 г. для сооружения противофильтрационных экранов применяются полимерные пленки (полихлорвиниловые, полиэтиленовые и др.), позволяющие значительно снизить фильтрационные потери воды, уменьшить расходы и объем на строительство плотин, снизить трудоемкость последующего демонтажа плотин. Однако научное обоснование продуктивности применения этого способа в различных условиях отсутствует.

В настоящей главе излагаются результаты объемно-физического моделирования эффективности использования полимерных экранов земляных плотин при предохранении пород от промерзания в зависимости от длины понура, мощности (глубины) “зуба”, гранулометрического состава россыпей, определяющего коэффициент фильтрации.

Современные достижения химии позволяют обнаружить пути создания экономичных и результативных противофильтрационных завес на основе химической кольматации грунтов путем применения высокомолекулярных поверхностно-активных веществ (ПАВ) и полимеров. Поэтому ставится задача с учетом опыта, литературных источников, а также выполненных лабораторных исследований найти наиболее приемлемые для технологии разработки россыпей химические реагенты. В дальнейшем производятся исследования эффективности выбранного химического реагента при различных условиях на основе лабораторных опытов и объемно-физического моделирования.

В современной технологии разработки россыпных месторождений открытым способом широко используются гидротехнические сооружения и важнейшие из них — земляные плотины. Они применяются для водоснабжения, очистки промышленных стоков и особенно — для предохранения от сезонного промерзания при дражной разработке.

Строительство и эксплуатация земляных плотин на россыпях должны отвечать следующим требованиям:

1) минимум расходов на строительство при максимальном использовании технических возможностей землеройной техники — бульдозеров, экскаваторов, скреперов;

2) обеспечение устойчивости к фильтрационным деформациям в пределах срока эксплуатации;

3) минимальная водопроницаемость.

В настоящее время в горном деле и гидротехническом строительстве для борьбы с обводнением горных работ или для уменьшения фильтрационных потерь из искусственных водоемов применяют не только механические методы, т.е. простую откачку или перекачку воды насосами, но и гидротехнические противофильтрационные завесы и экраны, сооружаемые непосредственно на пути фильтрующейся воды. Подземные завесы и экраны создают либо из местных слабофильтрующих материалов (глин, суглинков), либо путем инъекции специальных тампонажных растворов и суспензий, главным образом цементных, битумных, глинистых и силикатных. Способы цементации, глинизации, силикатизации и битумизации [Глебов, 1959], а также замораживания [Трупак, 1970] применяют при создании особо ответственных противофильтрационных завес, например, при строительстве крупных ГЭС, осушении месторождений в сложных гидрогеологических условиях (вблизи крупных рек и озер) или проходке стволов шахт, пересекающих высоконапорные горизонты (бассейн КМА). Эти завесы, обладая высокими противофильтрационными свойствами, являются весьма дорогостоящими, а технология их сооружения — сложной, трудоемкой и требует специального оборудования, что практически исключает ее массовое применение в специфических условиях разработки россыпей, когда срок службы сооружаемых плотин не превышает в большинстве случаев 1–3 лет.

Применение полимерных (преимущественно полиэтиленовых и полихлорвиниловых) пленочных экранов, обладающих высокой морозостойкостью (полиэтиленовая — до –70 °С), устойчивостью в присыпанном состоянии к воздействию грунтовой массы и невысокой стоимостью, дает значительный эффект в определенных горно-геологических условиях. На россыпях при защите талых пород от промерзания первый опыт сооружения плотин, экранированных пленками, был приобретен на прииске им. Берзина в Магаданской области [Старков и др., 1967] и в комбинатах "Лензолото" и "Забайкалзолото" [Опыт применения..., 1968].

Этот опыт оказался положительным и в дальнейшем получил распространение в комбинатах "Джугджурзолото", "Балейзолото" [Стафеев, 1974], "Амурзолото" и других предприятиях. При этом, как правило, достигается снижение стоимости строительства плотин на 20–30 % за счет отсыпки их из грунтов, расположенных непосредственно вдоль створа, и уменьшения объемов плотин.

Технология экранирования пленками несложна и заключается в проходке "зуба" в створе плотины на заданную или возможную глубину, отсыпке опорной дамбы со стороны низового откоса, укладке полотнищ пленки и отсыпке защитного слоя на верхнем откосе.

Отсыпка защитного слоя наиболее просто осуществляется бульдозерами, однако это не всегда возможно по горно-техническим условиям. В 1972 г. на комбинате "Амурзолото" была построена плотина, экранированная пленкой, с отсыпкой защитного слоя драглайном с емкостью ковша 1,7 м^3 и вылетом стрелы 15 м. В качестве экрана использовалась прочная полихлорвиниловая пленка В-118 толщиной 0,2 мм. Применение этой высокопрочной и тяжелой пленки предотвратило повреждаемость экрана, а также обеспечило качественное заложение его в подводной части зуба вследствие потопляемости полихлорвинила [Рашкин, 1973]. Полотнища пленки обычно сваривают огневой или контактной сваркой. При этом полиэтиленовая пленка хорошо сваривается обоими способами, как в полевых, так и в стационарных условиях. По производительности и условиям труда предпочтительнее контактная сварка с помощью трубчатых электронагревателей мощностью 0,5 кВт, поверхность которых изолируется фторопластовой пленкой ФТ-4 в целях предотвращения адгезии.

Полихлорвиниловая пленка В-113 сваривается только контактным способом, при этом производительность сварки в 2–3 раза меньше, чем полиэтиленовой, что объясняется высокой температурой плавления полихлорвинила. Полихлорвиниловую пленку целесообразно сваривать в полотнища шириной не более 7–8 м и длиной 20 м, иначе пакеты получаются тяжелые и неудобные (1 м^2 пленки В-118 весит 0,29 кг, плотность 1,4 г/см^3, толщина 0,2 мм).

Существенным технологическим достоинством экранирования полимерными пленками является значительное снижение (до 30–40 %) трудоемкости последующей разработки плотин до окончания их оттаивания, т.е. в мерзлом состоянии [Рашкин, 1973].

Специальные наблюдения, выполненные авторами, показали, что при отсыпке тела плотины песчано-гравийным материалом (пористость 38 %, объемный вес скелета 1,45 т/м^3, действующий диаметр породных частиц 3,8 мм) сцепление на контакте породный мерзлый массив — полиэтиленовая пленка (толщина 0,1 мм) уменьшается в десятки раз по сравнению со сцеплением мерзлого грунта. Здесь же необходимо заметить, что сцепление на контакте лед — пленка значительно меньше, чем на контакте мерзлая порода — пленка. Эти явления легко объясняются различиями в смачиваемости минерального скелета и полимера.

К наиболее существенным недостаткам пленочных экранов следует отнести их повреждаемость при отсыпке защитного слоя и, самое главное, сложность экранирования подземного контура. Как правило, удается лишь частично перекрыть фильтрующую россыпь (водоносный горизонт) ниже основания плотины. Довольно часто фильтрация наблюдается через обваловку или естественные подрусловые пути движения подземных вод. Как показала практика, экранирование земляных плотин пленками, будучи достаточно простым в техническом отношении и экономичным противофильтрационным средством, не всегда является эффективным, что, естественно, не удовлетворяет производственников.

В настоящее время все большее применение в различных отраслях промышленности находят высокомолекулярные поверхностно-активные вещества (ПАВ) и полимеры. Эти вещества обладают высокой химической реакционной способностью на границе раздела фаз при малых концентрациях, а также относительно повышенной стойкостью к изменениям температуры и микробиологическим факторам среды. ПАВ и полимеры нашли применение в дорожном и аэродромном строительстве, сельском хозяйстве, закреплении грунтов, стабилизации буровых растворов и т.д.

Работами российских и зарубежных исследователей теоретически доказана перспективность создания гидрофобных грунтополимерных структур, что создает предпосылки для широкого поиска наиболее экономичных композиций и внедрения их в практику борьбы с фильтрацией при строительстве земляных плотин и других гидротехнических сооружений [Ковальчук, 1972; Промывочные жидкости..., 1974; Справочное руководство..., 1972; Sistems..., 1973].

Наибольший практический интерес представляют работы института УкрНИИГиМ [Батюк, 1966; Ковальчук, 1972]. В частности, исследования кубовых остатков от производства высших жирных спиртов (ВЖС), синтетических жирных кислот (СЖК), полиакриламида (ПАА), кремнийорганических жидкостей (КОЖ), поливинилацетатной эмульсии (ПВАЭ) и других ПАВ для создания противофильтрационных завес в оросительных каналах ирригационных систем показали, что нанесение ПАВ на поверхность канала в количестве до 5 кг/м^2 и более приводит к образованию кольматационных слоев до 2,5–3,0 м, обеспечивающих снижение фильтрационных потерь на 60–80 %.

Данное направление следует считать, по нашему мнению, наиболее перспективным при создании противофильтрационных завес в гидротехнических сооружениях при разработке россыпей. Однако вышеперечисленные ПАВ неприемлемы для условий дражных полигонов вследствие высокого расхода и нетехнологичности.

Для химического кольматажа горных пород на россыпях кроме ПАВ и полимеров возможно применение и других композиций: например, силикатно-грунтовых растворов, на основе кремнефтористо-водородной рецептуры с добавками едкого натра для понижения модуля жидкого стекла или смолобитумных растворов, получаемых из мочевиноформальдегидной смолы МФ-17, карбомидных и фенолформальдегидных смол, совмещенных с битумной эмульсией при объемном соотношении 1 : 1 с использованием в качестве отвердителя 15%-й соляной кислоты. В этих растворах наполнителем служат глина и песок, которые вводятся для удешевления гелеобразующих растворов [Глебов, 1959; Серов, 1967; Tohma et al., 1972; Murata, Kudo, 1971].

Коэффициент фильтрации песков, обработанных силикатно-грунтовыми растворами (состав: 1 — средне-, мелкозернистый, предпочтительно карбонатный, с преобладанием фракции 0,25 — 0,1 мм; 2 — каолиновая глина: компоненты грунтовой составляющей берутся в отношении 1 : 1; 3 — кремнефтористо-силикатный золь состава: жидкое стекло, разбавленное 10%-м раствором NaOH до удельного веса 1,30 г/см^3 и кремнефтористо-водородная кислота с удельным весом 1,20 г/см^3, объемное отношение 100 : 25; силикатно-грунтовое отношение составляет 0,70), уменьшается с $3{,}8 \cdot 10^{-3} + 2{,}9 \cdot 10^{-2}$

до $1{,}0 \cdot 10^{-6} + 2{,}85 \cdot 10^{-6}$ см/с, т.е. более чем в 1000 раз. Время гелеобразования — от 42 мин до 2 ч и более [Новые тампонажные растворы..., 1971].

Недостатки этих тампонажных растворов: сложный состав и технология приготовления.

Для условий россыпных месторождений технология сооружения противофильтрационных экранов и завес должна быть максимально простой, т.е. без использования сложного инъекционного оборудования и растворных узлов. Этим требованиям, очевидно, отвечают порошковые растворимые в воде ПАВ и полимеры, наносимые на поверхность пород (мокрый откос и приплотинная часть водоема) путем разбрасывания или разбрызгивания. После затопления водой химические реагенты кольматируют фильтрующую часть плотины и основания.

4.2.2. Исследование противофильтрационной эффективности химических реагентов при предохранении пород от промерзания затоплением

При решении вопроса о выборе эффективного и технологичного химического реагента для противофильтрационной защиты плотин на россыпях нами проводились исследования ряда полимеров и ПАВ, наиболее вероятных для химического тампонажа по своим физико-химическим свойствам и выбранных в результате анализа литературных и опытных данных. Исследовалось влияние растворов натрийкарбоксиметилцеллюлозы (КМЦ), амфолитного полиэлектролита (К-4), полиоксиэтилена (ПОЭ), поливинилового спирта (ПВО), оксиэтилированного дибутилфенола (ДБ) и натриевого детергента (ДС-рас) на фильтрационные свойства. Опыты проводились при сравнительно малых концентрациях реагентов (до 0,3 % и фракции 0,5–0,1 мм), так как при этих условиях обеспечивается сопоставимость результатов и выявляется механизм химического кольматажа.

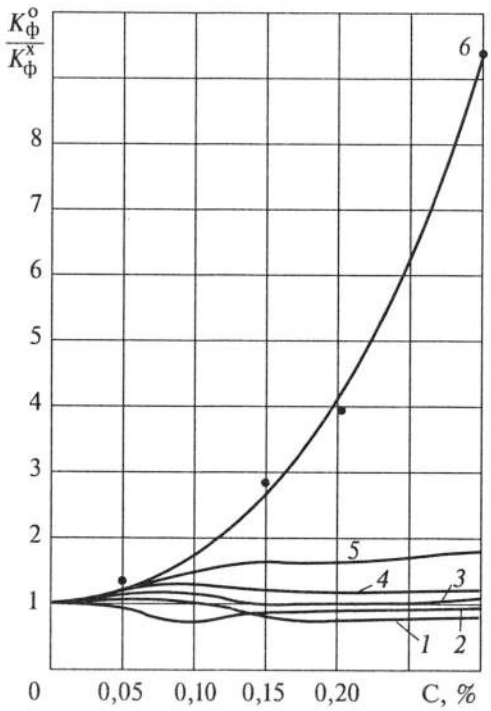


Рис. 4.1. Противофильтрационная эффективность ПАВ и полимеров.

1 — поливиниловый спирт ПВС; *2* — натриевый детергент ДС-рас; *3* — полиоксиэтилен ПОЭ; *4* — оксиэтилированный дибутилфенол ДВ; *5* — амфолитный полиэлектролит К-4; *6* — натрийкарбоксиметилцеллюлоза КМЦ.

Результаты исследований, приведенные на рис. 4.1, показывают, что кольматирующим действием обладает только натрийкарбоксиметилцеллюлоза (КМЦ) и амфолитный полиэлектролит (К-4). Причем противофильтраци-

онные свойства КМЦ проявляются в значительно большей степени [Рашкин и др., 1976].

Таким образом, исследования кольматирующей эффективности, а также стоимостных показателей, масштабов серийного производства и технологичности позволили выбрать в качестве реагента для кольматажа низконапорных земляных плотин техническую натрийкарбоксиметилцеллюлозу. Техническая натрийкарбоксиметилцеллюлоза (КМЦ, ГОСТ 5.588-70) представляет собой натриевую соль целлюлозногликолевой кислоты. Продукт получают обработкой щелочной целлюлозы монохлоруксусным натрием. Химическая формула — $[C_6H_70_2(OH)_{3-x}(OCH_2COONa)_x]n$. Натрийкарбоксиметилцеллюлоза представляет собой мелкозернистый порошкообразный материал белого или кремового цвета (иногда выпускается в виде волокнистого продукта), различается по маркам, технические показатели которых представлены в табл. 4.3.

Техническая КМЦ поставляется упакованной в четырехслойные мешки по 10–20 кг, обладает гигроскопичностью, широко применяется в производстве моющих веществ, при бурении нефтяных скважин, в регулировании свойств цементных растворов [Справочное руководство..., 1972]. В зависимости от условий бурения расходы КМЦ колеблются от 2 до 20 кг/м, чаще всего они составляют 5–12 кг/м проходки. Главное назначение КМЦ — стабилизация растворов (в т.ч. при повышенных температурах), т.е. обеспечение самопроизвольного диспергирования (иначе — повышение литофильности) путем введения реагентов, образующих на межфазных границах прочные полимолекулярные слои. Эффект стабилизации определяется толщиной и механической прочностью (вязкостью) этих слоев с тем, чтобы за время соударения они не успели выдавиться из образовавшегося зазора. При этом значительно уменьшается водоотдача и проницаемость фильтрационных корок.

В процессах регулирования цементных растворов КМЦ применяется для замедления схватывания этих растворов на основе портландцемента, затворенных на пресной и соленой воде преимущественно с грубодисперсными добавками. Добавка в 0–1,5 % к весу сухого цемента удлиняет срок начала схватыва-

Таблица 4.3

Технические показатели КМЦ (по МТУ-67)

Показатель	Марки КМЦ: 85/250, 85/350, 85/500
Крупность, мм, не менее 90 %:	
содержание волокнистого продукта минус (8 × 8)	90
содержание порошка фракции минус (2 × 2)	90
Влажность, %:	
волокнистого продукта	15
порошка	10
Содержание основного вещества, %:	
в волокнистом продукте	40
в порошке	45
Растворимость, %, не менее	98
Вязкость 0,5%-го водного раствора (по основному веществу) по Оствальду	3–5

ния до 4 ч, при этом в 2–5 раз снижается водоотдача [Справочное руководство..., 1972]. Механизм воздействия полимера на глинистые и цементные растворы весьма сложный, еще недостаточно изучен и имеет противоречивые толкования. Так, например, теория моющего действия КМЦ базируется на образовании адсорбционных слоев вследствие высокой полярности макромолекул; дипольный момент для КМЦ составляет около 1000 Д [Водорастворимые полимеры..., 1969; Петропавловский, 1959]. Однако Г. Штюпель [1960] показал, что КМЦ, входящая в состав моющих средств, практически не удерживается на целлюлозных волокнах. Э.Г. Кистер [1972] утверждает, что в пресных условиях КМЦ не адсорбируется и на глине, в соленых буровых растворах механизм стабилизации существенно меняется, что объясняется снижением ее гидрофильности. Таким образом, на основании имеющихся исследований не представляется возможным однозначно объяснить механизм действия водных растворов КМЦ в полидисперсной среде при стационарной фильтрации.

Первые опыты по определению эффективности водных растворов КМЦ в качестве противофильтрационного средства плотин на дражных разработках проводились в 1969 г. [Рашкин, Шувалов, 1971]. Сущность этих исследований сводилась к определению коэффициента фильтрации песчаного грунта на основе известной зависимости между потоками фильтрующей жидкости и градиентом давления. Опыты проводились в цилиндрах диаметром 120 мм, в которых при толщине слоя песка 20 см (объемный вес минерального скелета $\rho_{ск}$ = 1,33–1,45 г/см^3, диаметр частиц до 10 мм, содержание пылевых частиц размером — 0,25 мм составляло 25–30 %, пористость n = 0,46–0,49, коэффициент фильтрации $K_ф$ = 10,6–11 м/сут) поддерживался постоянный градиент давления J = 1,25.

После пропитки грунта водными растворами КМЦ концентрацией от 0,1 %, 0,25 % и 0,75 % резко уменьшится водопроницаемость. Относительное уменьшение коэффициента фильтрации в начальный период после пропитывания достигает 4 при концентрации C = 0,1 % и 26 при C = 0,75 %.

С целью определения противофильтрационной эффективности водных растворов КМЦ в зависимости от размера минеральных частиц и концентрации реагента были проведены исследования на массовой пробе песчано-гравийных пород с помощью прибора КФ-00 [Рашкин и др., 1976]. Прибор КФ-00 представляет собой полый металлический цилиндр с внутренней площадью 25 см^2, высотой 10 см; с обеих сторон цилиндр закрывается сетками. Для определения коэффициента фильтрации цилиндр заполняется породой, которая взвешивается, и из специального сосуда с градуировкой через нее пропускается вода. После засечки времени, в течение которого через толщу пород протекает определенный объем воды, вычисляется коэффициент фильтрации (м/сут) по формуле

$$K_ф = \frac{864Q}{25\tau(0{,}7 + 0{,}03t)}, \tag{4.8}$$

где Q — расход воды, мл; τ — время расхода воды, Q, с; t — температура воды, °С.

Грунт классифицировался на фракции, для которых определялись основные плотностные свойства, а также коэффициент фильтрации (табл. 4.4).

Таблица 4.4

Плотностные и фильтрационные свойства грунтов до химической обработки

Свойство грунта	Фракция грунта, мм					
	0,5–1,0	1–1,2	1,5–2,0	2,0–2,5	2,5–3,0	5–10
Плотность минерального скелета, г/см^3	1,44	1,51	1,58	1,5	1,57	1,48
Пористость	0,46	0,44	0,41	0,45	0,42	0,45
Коэффициент фильтрации, м/сут	60–65	120	420	560	560	540–570

Здесь необходимо отметить, что коэффициент фильтрации, измеренный на приборе КФ-00, занижается почти в 2 раза при градиенте напора $J = 1$ [Песиков, Скурский, 1973]. Кроме того, верхний предел ограничен значениями $K_ф = 500–600$ м/сут (или диаметр частиц меньше 10 мм). Достоинства прибора — простота и возможность проводить массовые экспрессные измерения.

Полученные результаты вновь подтверждают, что водопроницаемость горных пород уменьшается при обработке водными растворами КМЦ (см. рис. 4.1), причем относительное изменение водопроницаемости $\frac{K_ф^о}{K_ф^х}$ (здесь $K_ф^о$ — коэффициент фильтрации для необработанного грунта, $K_ф^х$ — то же для химически обработанного) в значительной мере зависит от концентрации и среднего диаметра частиц (рис. 4.2).

Лабораторные исследования водопроницаемости пород, обработанных водными растворами КМЦ, позволили установить существенную зависимость коэффициента фильтрации $K_ф$ от концентрации реагента, времени фильтрации, среднего диаметра частиц грунта d. Для песчано-гравийных рыхлых пород (крупность зерен от 0,5 до 10 мм) установлена эмпирическая зависимость относительной водопроницаемости

$$K = \frac{K_ф^о}{K_ф^х} \text{ от } d \text{ и } C; \tag{4.9}$$

$$K = \frac{C}{0{,}0031 - 0{,}0014C} \cdot \exp\left(\frac{d}{0{,}36 - 0{,}16d}\right). \tag{4.10}$$

Представленная формула позволяет сделать вывод о наличии предельных значений C и d, при которых обеспечивается высокая эффективность КМЦ. Так, при $C = 0{,}5–1{,}0$ % и $d = 1{,}5–2{,}0$ мм ($K_ф = 400–420$ м/сут) относительное уменьшение водопроницаемости не превышает 5–7 раз, а при $d = 0{,}5–1{,}0$ мм ($K_ф = 60–65$ м/сут) и $C = 0{,}5$ % достигает 20–200 раз.

Анализ полученных результатов показывает, что относительное снижение водопроницаемости с уменьшением диаметра частиц грунта не беспредельно. Об этом косвенно свидетельствуют и данные, представленные на рис. 4.2, 4.3. Увеличение исходной водопроницаемости вызывает сравнительное уменьшение эффективности кольматажа. Так, на грунтах с исходным коэффициентом фильтрации 10–12 м/сут максимальное его уменьшение составляет 300 при $C = 0{,}75$ %, а при $K_ф = 65$ м/сут — 26; при $C = 0{,}25$ % — соответственно 17 и 8. Однако необхо-

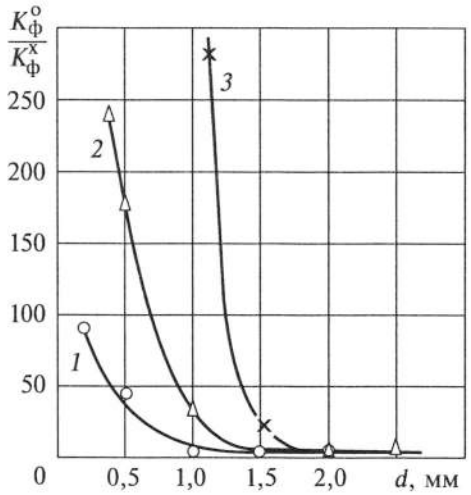


Рис. 4.2. Зависимость водопроницаемости пород от диаметра частиц и от концентрации (*C*, %) растворов КМЦ.
1 — *c* = 0,25; *2* — *c* = 0,5; *3* — *c* = 1,0.

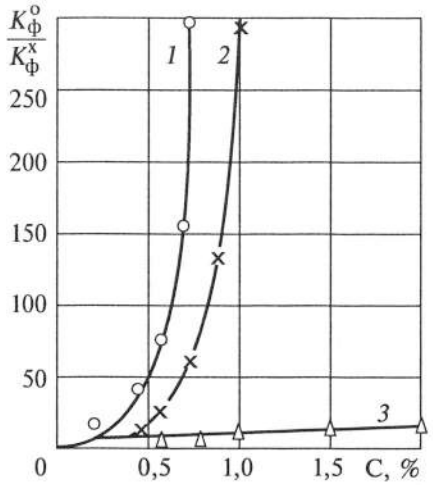


Рис. 4.3. Влияние концентрации растворов КМЦ на водопроницаемость пород.
1–3 — фракции, мм: *1* — 0,5–1,0; *2* — 1,0–1,5; *3* — 1,5–2,0.

димо отметить следующее: на россыпях коэффициенты фильтрации ненарушенных горных пород редко превосходят 100–150 м/сут, чаще всего они находятся в пределах до 50 м/сут, а в плотинах еще меньше, так как их стремятся строить на мерзлом основании из пород с минимальным коэффициентом фильтрации. Поэтому в большинстве случаев стоит задача уменьшить коэффициент фильтрации с 10–25 до 1,0–2,0 м/сут, т.е. не более чем в 10–20 раз.

Таким образом, лабораторные исследования противофильтрационных свойств водных растворов КМЦ показали высокую эффективность, существенно зависящую от их концентрации и гранулометрического состава пород. Водоустойчивость при нормальных градиентах давления ($J = 1{,}0–4{,}5$) достаточная.

В практическом отношении предпочтительнее технология химической кольматации плотин путем обработки поверхности грунта порошковыми реагентами, т.е. без приготовления водных растворов. Этим требованиям КМЦ удовлетворяет, и нами были поставлены опыты по определению противофильтрационной эффективности поверхностной порошковой обработки грунта. Эти опыты показали (рис. 4.4), что при затоплении поверхности обработанного грунта водопроницаемость его довольно быстро (в течение часа) уменьшается почти в 50 раз (коэффициент фильтрации изменился с 60–65 до 1,4 м/сут). Причем такая эффективность наблюдается при относительно низком удельном расходе, равном 100 г/м^2. Увеличение удельного расхода до 200 г/м^2 позволило практически обеспечить полную водопроницаемость: коэффициент фильтрации упал до $0{,}86 \cdot 10^{-3}$ — $17{,}2 \cdot 10^{-3}$ м/сут. Здесь, так же как и при обработке водными растворами КМЦ, эффективность зависит от исходной водопроницаемости. В опытах, например, на породах класса 5–10 мм практически не снижалась водопроницаемость и при расходах 300–500 г/м^2 [Костромин, 1977].

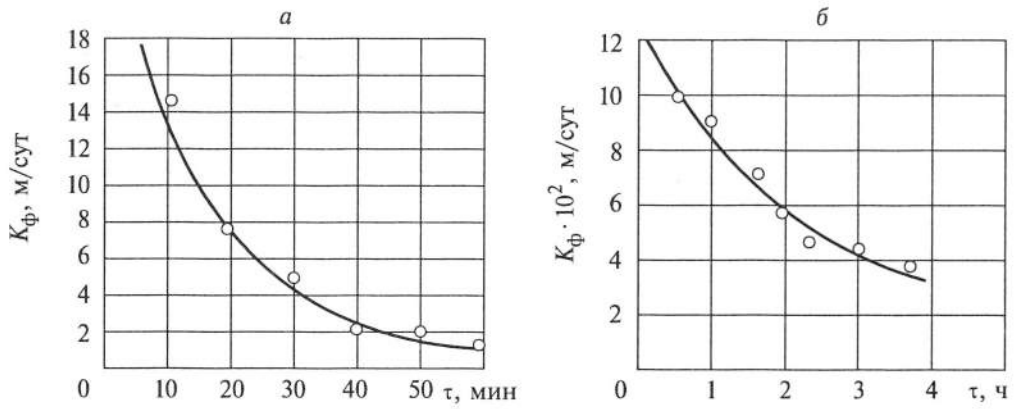


Рис. 4.4. Изменение водопроницаемости пород во времени после обработки их порошковой КМЦ. (Удельный расход реагента 100 г/м^2 (*а*) и 200 г/м^2 (*б*).)

Необходимо отметить, что при напорной фильтрации, когда возникают значительные скорости турбулентного движения воды в породе (достигалось путем интенсивной промывки фильтрационной трубки с обработанным грунтом под водопроводным краном: высота падения воды 0,6 м, скорость истечения 0,5 м/с, время промывки 1 ч), кольматационный слой на поверхности грунта разрушается и фильтрация резко (почти в 100 раз) возрастает до 2,0–2,5 м/сут, хотя остается значительно меньшей (в 25–30 раз) по сравнению с исходной. Аналогичный опыт на породах (класс тот же, 0,5 + 1,0 мм), обработанных водным раствором КМЦ $C = 1$ % (коэффициент фильтрации снизился после обработки с 60–65 м/сут до $2{,}9 \cdot 10^{-3}$ м/сут), показал, что фильтрация хотя и возрастает, но, во-первых, не столь значительно (всего в 30 раз, т.е. коэффициент фильтрации после этого остается еще весьма низким — 0,106 м/сут), а, во-вторых, вновь постепенно восстанавливается кольматирующее действие реагента (см. рис. 4.4, *б*).

4.3. Объемно-физическое моделирование

Для сохранения горных пород в талом состоянии в зимнее время на дражных полигонах необходимо поддерживать определенный уровень воды (для условий Забайкалья 2,0–2,5 м). Достичь этого можно с помощью создания противофильтрационных экранов на пути фильтрующейся воды. Поэтому были выполнены исследования с целью определения рациональных схем предохранения дражных полигонов от промерзания с использованием полимерных пленок и кольматажа химическими реагентами, а также для выявления общей картины фильтрации.

Применительно к условиям фильтрации через земляные плотины Н.Н. Павловский [1956] установил следующие закономерности:

1. Значения фильтрационных напоров h (x, y) внутри проницаемого грунта под плотиной не зависят от коэффициента фильтрации $K_ф$ и линейно зависят от напоров h_1 (высота воды в верхнем бьефе) и h_2 (в нижнем), $h_1 - h_2 = H$ (действующий напор); тип аналитических выражений для функции h (x, y) зависит лишь от типа пограничного контура области функции D.

2. Количество просачивающейся воды пропорционально $K_ф$ и H, но не зависит от h_1 и h_2.

3. Типом пограничного контура определяется самый вид линий равных напоров (эквивалентные линии); вид этих линий не зависит ни от значений h_1 и h_2, ни от действующего напора H, ни от коэффициента фильтрации. Поэтому, если мы построим линии токов и линии равных напоров для какой-либо плотины на песчаном основании, то эти же линии сохраняются и для грунтов (глинистого, илистого и т.д.) при условии, что пограничный контур области фильтрации D остается без изменения.

Согласно условиям подобия Н.Н. Павловского, исследования проводились на модели земляной плотины в масштабе 1 : 50.

Плотина имеет следующие параметры:

1. Ширина гребня плотины $b = 5$ м.
2. Ширина основания плотины $B = 27$ м.
3. Заложение верхнего откоса $m1 = 1 : 3$.
4. Заложение низового откоса $m2 = 1 : 1$.
5. Высота плотины $H_п = 5{,}5$ м.
6. Действующий напор $H = 5$ м.
7. Мощность россыпи $H_р = 5$ м.
8. Глубина "зуба" $h_з = 0–5$ м.
9. Длина экрана (понура) в предплотинной части $L_{пн} = 0–5$ м.

При моделировании принималось: а) тело плотины и основание сложены из одного грунта; б) водоупор горизонтален и приурочен к поверхности плотика.

При исследованиях плотины сооружались из пород с коэффициентами фильтрации от 12 до 25 м/сут. Первоначально проводились опыты по экранированию тела плотины полиэтиленовой пленкой без проходки "зуба" — изменялась только длина понура (горизонтальная часть экрана), затем задавалась разная глубина проходки "зуба" (от 0 до 5,0 м) и одновременно изменялась длина понура.

С ростом длины понура до 25–30 м фильтрационный расход значительно уменьшался, но в дальнейшем, по мере увеличения длины экрана до 50 м, его влияние становится все более незначительным (рис. 4.5).

Интересно отметить, что при экранировании только верхового откоса плотины фильтрационный расход почти не изменяется, по-видимому, в данном случае имеет место значительная фильтрация через основание плотины.

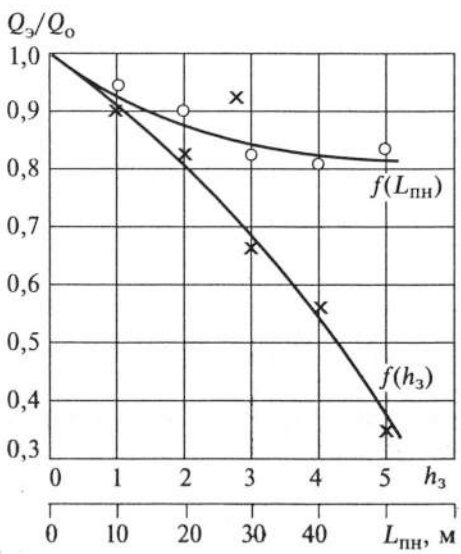


Рис. 4.5. Изменение фильтрационного расхода через тело плотины, экранированной полимерной пленкой в зависимости от длины понура ($L_{пн}$, м) и глубины ($h_з$, м) "зуба" ($Q_э$, $Q_о$ — фильтрационный расход через плотину с экраном и без экрана).

Резкое снижение потерь воды наблюдается при проходке "зуба". Так, фильтрационный расход при длине понура 50 м упал в 2,5 раза, а при глубине "зуба" 5 м — почти в 7 раз.

Физическое моделирование эффективности химического кольматажа с целью изыскания рациональных схем экранирования, выявления зависимости водопроницаемости от длины понура, глубины "зуба", удельного расхода КМЦ проводилось на той же лотковой модели. Химический реагент наносился на мокрый откос плотины и приплотинную часть.

По результатам опытов можно заметить, что фильтрационные потери зависят от длины понура, удельного расхода порошкового химического реагента, а также от величины "зуба" (рис. 4.6–4.8). Так, с увеличением длины понура от 0 до 40 м относительное уменьшение потерь воды при расходе 200 г/м^2 составляет 2,56; при расходах 500 г/м^2, 1 кг/м^2, 2 кг/м^2, 3 кг/м^2 — соответственно 4,52; 6,3; 14,3 и 26,2 (рис. 4.7). Причем с уменьшением водопроницаемости исходных пород эффективность тампонажа проявляется в большей степени (рис. 4.9). Здесь при исходном коэффициенте фильтрации 25 м/сут фильтрационные потери уменьшились в 12 раз ($L_{пн}$ = 40 м), а при $K_ф$ = 12 м/сут — в 26,2 раза.

Существенное уменьшение относительного фильтрационного расхода наблюдается при изменении глубины "зуба" от 0 до 5 м и концентрации реагента (см. рис. 4.7, 4.8). Так, при концентрации КМЦ 500 г/м^2, при глубине "зуба" 5,0 м потери уменьшатся в 3,5 раза, а с увеличением удельного расхода КМЦ до 3 кг/м^2 — в 64 раза [Костромин, 1977; Костромин и др., 1981].

Модель земляной плотины (рис. 4.10) была изготовлена из песчаных пород в ящике, сделанном из пластика. Дно ящика и боковые стенки для уменьшения утечки воды обмазывались цементом. Пленка укладывалась по всей длине мокрого откоса и заглублялась в водопроницаемое основание на глубину от 0 до 5 м, т.е. до водоупора. Достаточно плотного контакта пленки с боковыми стенками и дном получить не удалось, поэтому наблюдался значительный постоянный расход воды между пленкой и стенками, пленкой и дном ящика. Для получения более достоверных данных об эффективности технологических схем предохранения пород от промерзания затоплением с использованием полимерного экранирования плотин проводилось математическое моделирование.

При обработке плотины порошковой КМЦ достигается более сильное сцепление химического реагента и цемента. В этом слу-

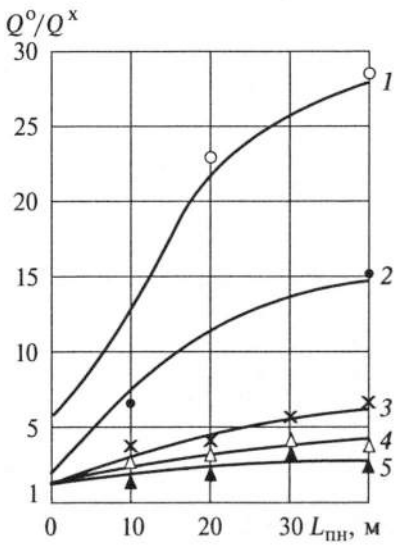


Рис. 4.6. Относительный фильтрационный расход через тело плотины с химическим кольматажем в зависимости от длины понура и удельного расхода реагента (Q^oQ^x — фильтрационный расход через плотину до и после химической кольматации плотины).

1–5 — удельный расход реагента *g*, кг/м^2: *1* — 3; *2* — 2; *3* — 1; *4* — 0,5; *5* — 0,2.

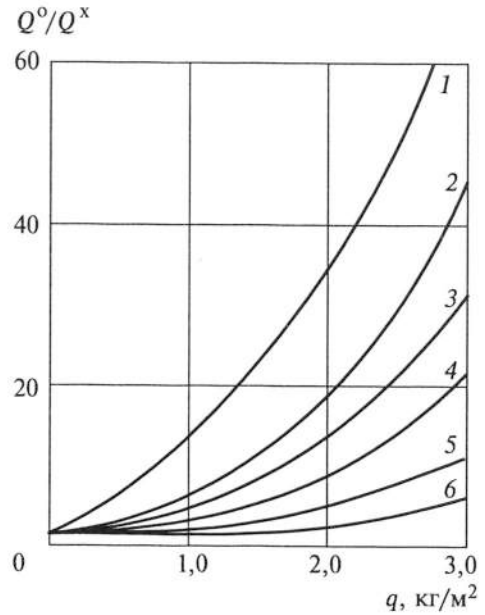


Рис. 4.7. Изменение относительного фильтрационного расхода через тело плотины с химическим кольматажем в зависимости от удельного расхода реагента g и глубины "зуба" $h_з$.

1–5 — глубина "зуба" $h_з$, м: *1* — 5; *2* — 4; *3* — 3; *4* — 2; *5* — 1; *6* — 0.

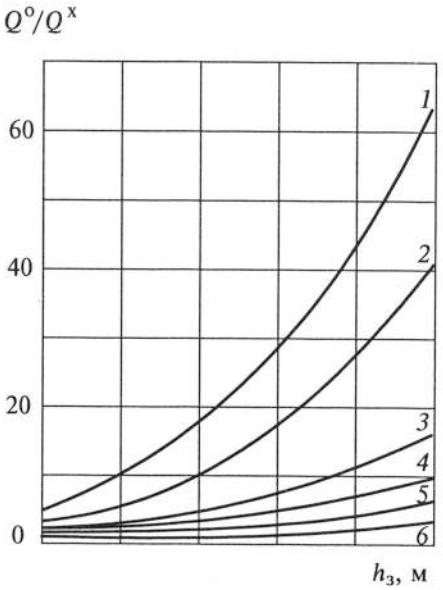


Рис. 4.8. Изменение относительного фильтрационного расхода при химической кольматации плотин в зависимости от глубины "зуба" $h_з$ и удельного расхода реагента g.

1–6 — удельный расход реагента g, кг/м^2: *1* — 3; *2* — 2; *3* — 1,5; *4* — 1,0; *5* — 0,75; *6* — 0,5.

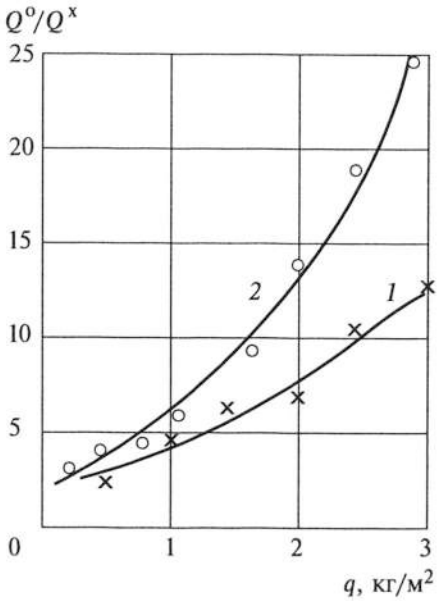


Рис. 4.9. Изменение относительного фильтрационного расхода при химической кольматации плотин в зависимости от удельного расхода реагента и водопроницаемости пород при $L_п = 10$ м.

1 — $K_ф = 35{,}6$ м/сут; *2* — $K_ф = 13{,}8$ м/сут.

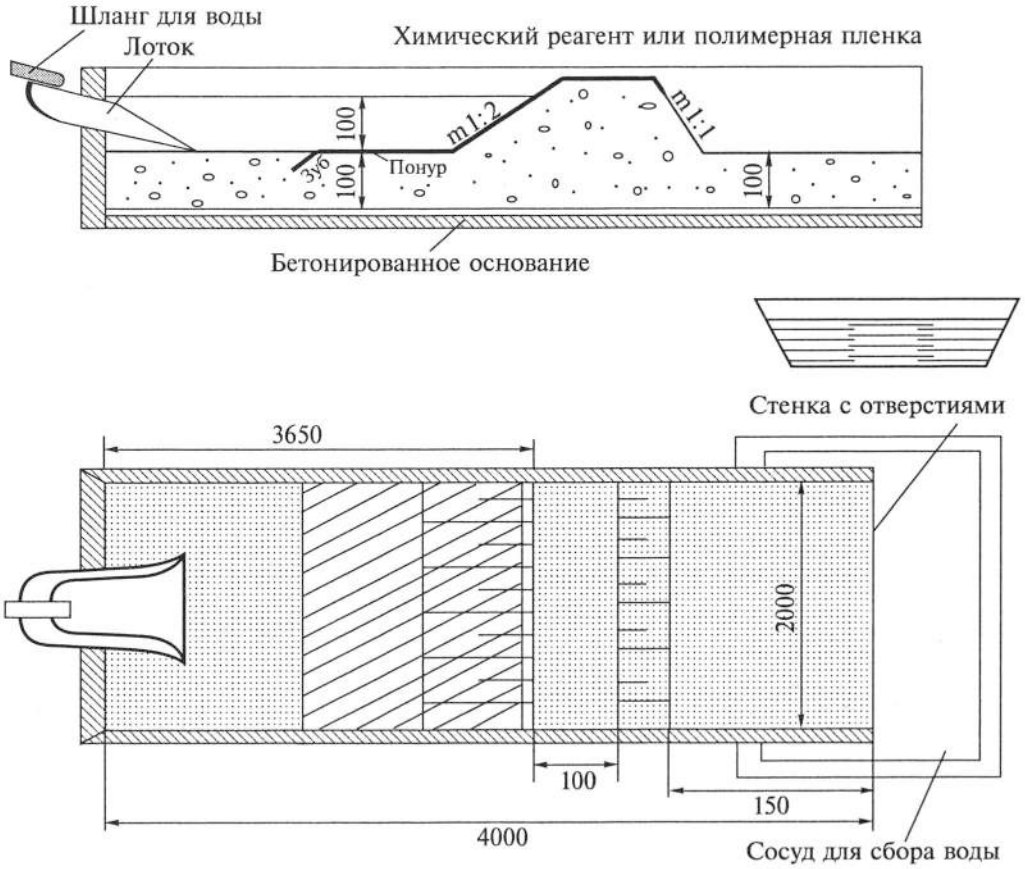


Рис. 4.10. Объемно-физическое моделирование технологических схем предохранения дражных полигонов от промерзания затоплением.

чае постоянный расход воды незначителен (см. рис. 4.7, 4.8) и эффект от кольматажа более высокий.

Существенное снижение фильтрационных потерь при химическом кольматаже с расходами 2 кг/м^2, 3 кг/м^2 на модели объясняется процессом стабилизации фильтрации во времени. Сначала грунт обрабатывался меньшими расходами реагента (500 г/м^2), а затем последовательно увеличивался до 3 кг/м^2. Этот процесс длился 15–20 дней.

Эффект от применения порошковой КМЦ выше, чем от использования ее растворов. Здесь расход реагента по расчетам на единицу площади в растворе несколько ниже. Получить растворы высокой концентрации, порядка 5–10 %, представляет большую трудность, поэтому мы в процессе исследований ограничивались концентрацией 1–2 %. При обработке плотины растворами наблюдается перемещение реагента вниз по откосу плотины, и на неровностях горизонтальной приплотинной части концентрация КМЦ в этом случае неравномерная, вследствие чего потери вод увеличиваются.

Таким образом, исследования, проведенные на объемной модели земляной плотины, еще раз подтверждают высокую эффективность КМЦ и правильность избранного направления.

Исходя из вышеприведенных исследований химического кольматажа и полимерного экранирования плотин на объемной модели земляной плотины, можно сделать вывод, что предпочтительной технологией сооружения противофильтрационных экранов и химической кольматации является экранирование или кольматация тела плотины с проходкой "зуба" в основании на полную мощность водопроницаемых пород. Если этого сделать не представляется возможным, то сооружается понур в приплотинной части на величину до 40–50 м. Во избежание сползания химического реагента к основанию плотины и разрушения противофильтрационного слоя быстрым потоком жидкости желательно отсыпать защитный слой толщиной 10–20 см, при крупнодисперсных породах ($d > 3$–5 см) — отсыпать подстилающий слой.

4.4. Промышленные испытания технологии предохранения горных пород от промерзания затоплением

Для обоснованного вывода о целесообразности предохранения пород с использованием химического кольматажа, а также выбора рациональной технологии обработки на Среднем Борзинском карьере были выполнены промышленные испытания, сущность которых сводилась к следующему [Костромин, 1977].

В разных местах полигона, имеющих различный коэффициент фильтрации (для первого участка — 6,7 м/сут, для второго — 21 м/сут, для третьего — 34,5 м/сут, для четвертого — 57,3 м/сут), с помощью бульдозеров, были пройдены по четыре одинаковые траншеи шириной 3 м, глубиной 1,5 м, длиной 30 м, уклоном дна до 0,04. Нижняя часть траншей была перекрыта небольшими плотинами высотой 1,5 м, шириной по верху 1 м, заложением мокрого откоса 1 : 3, заложением сухого откоса 1 : 1 (рис. 4.11). Первоначально в котлованы закачивалась вода до отметки, обеспечивающей во всех водоемах гидравлический напор 1,0 м. После прекращения подачи воды велись наблюдения за фильтрационными потерями, которые для всех водоемов оказались близкими друг к другу и в последующем считались контрольными. После полного истечения воды котлованы обрабатывались порошком КМЦ с удельными расходами 100, 500, 1000, 1500, 2000, 3000 г/м^2 и наполнялись водой до контрольных отметок. Причем исследовались схемы с различной длиной понура и глубиной "зуба".

Результаты наблюдений эффективности схем свидетельствуют о наличии весьма существенной зависимости относительных $\frac{Q_{\text{ф}}^{\circ}}{Q_{\text{ф}}}$ фильтрационных потерь от удельного расхода реагента, длины понура, глубины "зуба" (рис. 4.12, 4.13). Характер полученной зависимости аналогичен результатам лабораторных исследований, однако влияние масштабного фактора несколько изменило абсолютное значение фильтрационной эффективности реагента. Так, расходы

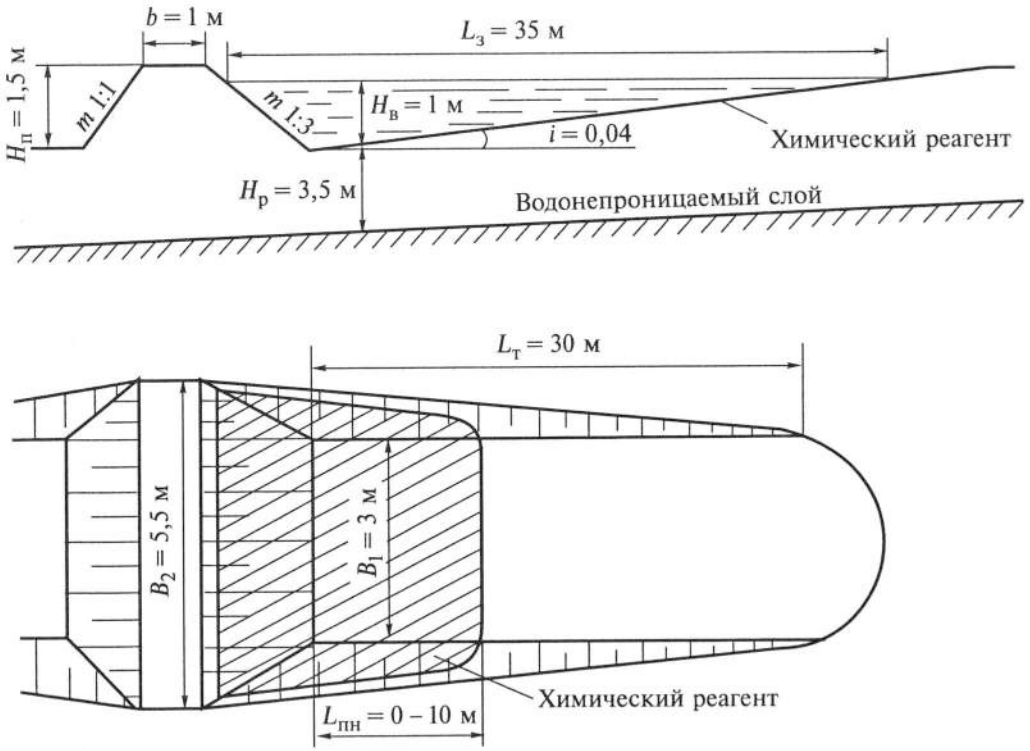


Рис. 4.11. Промышленные испытания технологических схем предохранения дражных полигонов от промерзания затоплением.

$H_п$ — высота плотины, $L_{пн}$ — длина понура, $L_т$ — длина котлована на уровне зеркала воды, $H_р$ — мощность водоносного основания (россыпи), B_1, B_2 — ширина котлована по низу (B_1) и по верху (B_2), $H_в$ — глубина водоема, i — уклон долины.

100–500 г/м^2 мало влияют на уменьшение фильтрации и для существенного снижения водопроницаемости в грунтах с коэффициентом более 30 м/сут необходимо назначить расходы 2,0–3,0 кг/м^2. В то же время в лабораторных условиях водопроницаемость практически не снижалась на гравелистых грунтах с диаметром частиц 5–10 см (коэффициент фильтрации свыше 600 м/сут) при расходах порошка КМЦ 300–500 г/м^2.

Длина понура и глубина "зуба" оказывают существенное влияние на эффективность схем экранирования. Наилучший эффект наблюдается при длине понура, равной длине водоема или глубине "зуба" до плотика, но на практике невозможно обрабатывать всю площадь водоема из-за большого расхода реагента, трудоемкости работ и их значительной стоимости. Удовлетворительные результаты получаются при длине понура, равной (6–10) $H_р$. Кроме того, в ходе натурных исследований было установлено, что при скорости течения жидкости 3–5 м/с нарушается целостность нанесенного слоя, в результате чего фильтрационный расход в таких водоемах возрастет по сравнению со сплошной обработкой в зависимости от площади повреждения. Устранялось это явление путем отсыпки защитного слоя толщиной 10–20 см из тех же пород, что и тело плотины.

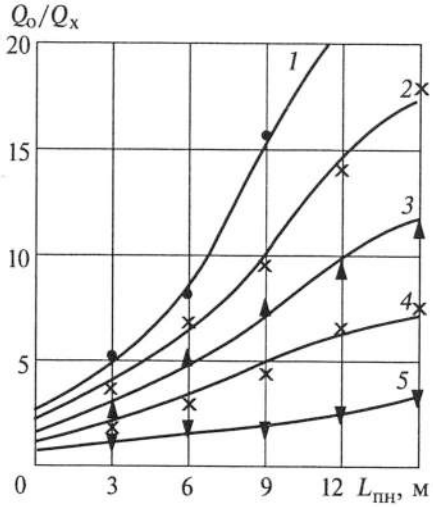


Рис. 4.12. Зависимость фильтрации расходов через тело и основание плотины от длины понура и удельного расхода реагента g (по результатам промышленных испытаний).

1–5 — удельный расход реагента g, кг/м^2: *1* — 3; *2* — 2; *3* — 1,5; *4* — 1; *5* — 0,5.

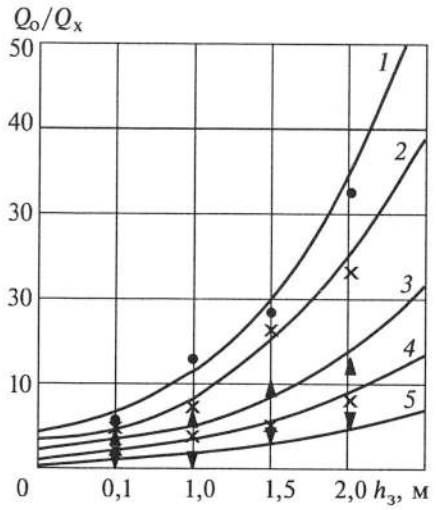


Рис. 4.13. Зависимость противофильтрационных расходов через тело и основание плотины от глубины "зуба" $h_з$ и удельного расхода реагента g (по результатам промышленных испытаний).

1–5 — см. на рис. 4.12.

Обработка пород с большим содержание гальки (dr = 5–10 см) затрудняет создание удовлетворительной сплошности покрова. При этом уменьшение водопроницаемости пород незначительно. Хорошие результаты в этом случае достигались путем отсыпки подстилающего (защитного) слоя из мелкодисперсных грунтов толщиной 10–20 см из тех же пород, что и тело плотины.

Необходимо отметить, что положительным фактором является предварительное (не менее чем за 3–5 ч до отсыпки защитного слоя) дождевание нанесенного слоя КМЦ водой. Под действием воды порошок превращается в сплошную вязкую желеобразную массу, которая почти не перемещается при отсыпке защитного слоя, в то время как порошок частично смещается отсыпаемым грунтом, что ухудшает эффект тампонажа. Дождевание производилось при помощи насоса Q = 200 м^3/ч и резинового шланга, который постепенно перемещался для равномерной обработки реагента. Расход воды составил 3–5 л/м^2.

4.5. Анализ и практические рекомендации по результатам лабораторных исследований и промышленных испытаний

На основании проведенных исследований (лабораторных, объемно-физического и математического моделирования, математического анализа, полупромышленных испытаний) разработана технология предохранения дражных полигонов от сезонного промерзания затоплением с использованием химических реагентов и полимерных пленок.

Технология предохранения на основе экранирования полимерными пленками достаточно полно освещена в трудах В.М. Старкова и др. [1967], А.В. Рашкина и др. [1973, 2004], П.Ф. Стафеева [1974], поэтому в настоящей главе приведены различные технологические схемы, применение которых зависит от конкретных условий месторождения, а также некоторые неизвестные ранее особенности сооружения экранов.

Было установлено, что полотнища пленки можно настилать на мокрый откос и понур, как вдоль продольной оси плотины, так и поперек ее. В упомянутых работах предлагается сваривать полотнища пленки между собой, что само по себе достаточно трудоемко. Мы установили возможность укладки полотнища пленки без сварки. При этом пленка укладывается в 2 слоя с перекрытием полотнищ на 20–30 см. Верхний слой экрана укладывается таким образом, чтобы продольная средняя линия полотнища проходила по шву нижней части экрана. Необходимым фактором является отсыпка предохранительного и защитного экранов из песчаных пород толщиной 0,1–0,2 м [Костромин и др., 1987; Костромин, Позлутко, 1987].

При создании экранов из химических реагентов рассматривалось два возможных варианта: обработка горных пород компонентами, находящимися в жидком состоянии (раствор КМЦ в воде) и в твердом (порошкообразном) [Костромин, 1976, 1977].

Возведение дамбы и проходку "зуба" до водоупора или на возможную глубину можно вести одновременно или поочередно, причем борт "зуба" со стороны плотины, который подлежит обработке химическим реагентом, должен иметь откос не более 1 : 3, 1 : 2, т.е. такой же, как и мокрый откос плотины. Работы по обработке поверхности плотины и "зуба" реагентом производятся до перекрытия "прорана" или запуска воды на полигоне, если русло реки находится в стороне.

При обработке горных пород по первому варианту (растворами КМЦ) необходимо заранее создавать растворные узлы, насосную станцию для подачи раствора КМЦ на обрабатываемые поверхности. Часто сооружение плотины для предохранения пород от сезонного промерзания ведется при отрицательных температурах воздуха (конец октября — начало ноября), поэтому для подогрева воды придется предусматривать узел обогрева. Обработку пород растворами можно производить также при помощи поливочных машин. Реагент в этом случае засыпается в цистерну с водой и интенсивно перемешивается насосом. Автомобиль при работе перемещается по гребню плотины либо вдоль ее основания.

После обработки поверхности мокрого откоса плотины и "зуба" наблюдается перемещение раствора к основанию, вследствие чего концентрация реагента на поверхности пород очень неравномерная (повышается от вершины плотины к основанию).

Таким образом, вариант кольматажа горных пород жидкими реагентами имеет существенные недостатки: сложность и трудоемкость приготовления растворов и последующей обработки пород; неравномерность концентрации растворов КМЦ по поверхности плотины и "зуба", вследствие чего эффективность тампонажа снижается.

Порошковая технология кольматажа горных пород устраняет эти недостатки. Нанесение реагента возможно ручным и механизированным способами при помощи машин для разбрасывания удобрений, применяемых в сельском хозяйстве.

В бункер машины загружается из мешков 3500 кг порошка КМЦ. Машина транспортируется поперек плотины параллельными ходами бульдозером. Перекрытие смежного хода должно составлять не менее 50 см (рис. 4.14). Расход реагента можно регулировать. При небольших масштабах работ (плотин длиной 200–300 м, высотой 4–6 м) он может быть вручную нанесен на поверхность: после растаривания (извлечения из мешков) реагент измельчается лопатой и разбрасывается равномерным слоем, толщина которого зависит от удельного расхода реагента. Таким образом обрабатывается мокрый откос построенной плотины, борт траншеи "зуба" со стороны плотины. Порошковый реагент наносится непосредственно на породы, из которых сложено тело плотины и ее основание, или на предварительно отсыпанный защитный (предохранительный) слой из песчаных пород толщиной 0,1–0,2 м, если плотина и ее основание представлены галечником диаметром более 5–10 см.

Желательно производить отсыпку земляного слоя толщиной 0,1–0,2 м из любых пород гранулометрического состава. Роль этого слоя состоит в том, чтобы предотвратить смещение кольматажа к основанию плотины после затопления полигона, так как коэффициент сцепления реагента с породой после соприкосновения с водой резко снижается, а также предотвратить разрушение нанесенного слоя быстрым движением потока воды (3–5 м/с). Отсыпку защитного слоя можно заменить дождеванием реагента с расходом воды 3–5 л/м^2. В тех случаях, когда по какой-либо причине проходка "зуба" невозможна, целесообразно обработать приплотинную часть водоема (понур) длиной не менее 25–50 м. Такой кольматаж несколько менее эффективен, чем с проходкой "зуба" (рис. 4.15), но во многих случаях — единственно возможный.

Трудоемкость работ по нанесению предварительно заготовленной КМЦ незначительная: при длине плотины 200–300 м, высоте 5,0 м, длине обработанной приплотинной части 50 м составляет 16–20 чел./смену при ручной обработке и 2–3 маш./смены при механической.

На основе ранее выполненных исследований и производственного опыта установлено, что наиболее эффективными являются экраны плотин из полимерных пленок и химического реагента натрий-карбоксилметилцеллюлозы (КМЦ). В результате лабораторных исследований, объемно-физического и математического моделирования, промышленных испытаний и практических работ установлено, что фильтрационный расход через тело и основание плотины зависит от глубины "зуба", длины понура и удельного расхода реагента (см. рис. 4.5, 4.6).

Разработаны технологические схемы предохранения пород от промерзания затоплением с использованием химического кольматажа и экранирования плотин полимерными пленками (см. рис. 4.8):

а) сооружение плотины с кольматажем или экранированием мокрого откоса плотины;

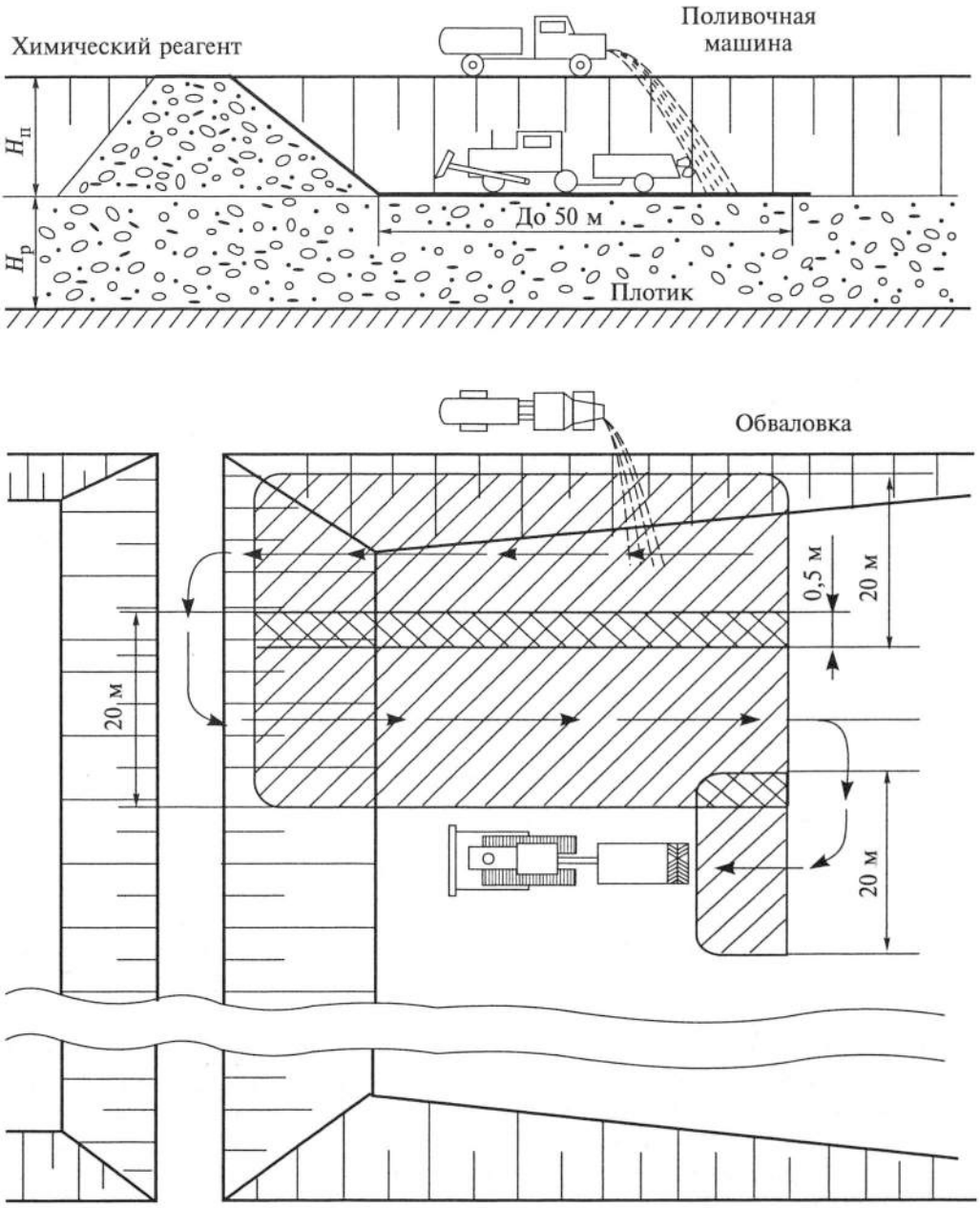


Рис. 4.14. Технология предохранения пород от промерзания с использованием химического кольматажа.

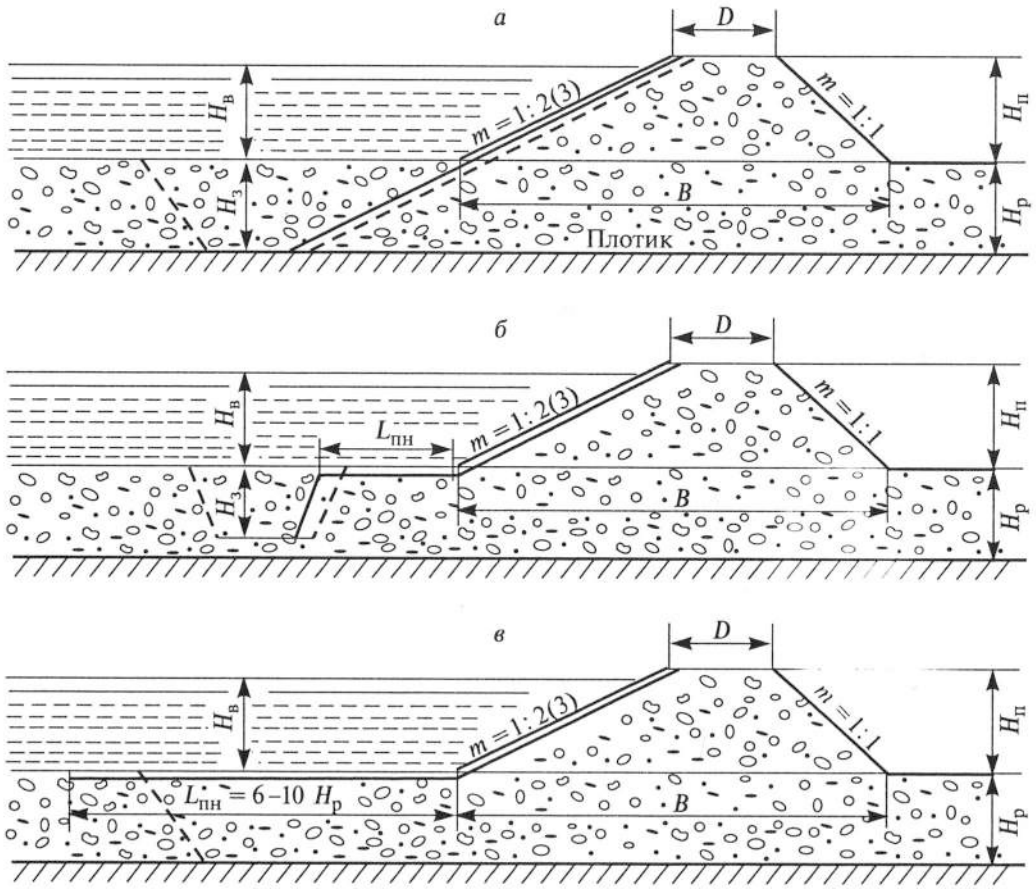


Рис. 4.15. Технологические схемы предохранения горных пород от сезонного промерзания затоплением с использованием полимерных пленок и химического кольматажа плотин.

а — с "зубом" до плотика ($H_з = H_р$); *б* — с понуром ($L_{пн} = 2–4\ H_р$) и зубом ($H_з = 0{,}5–0{,}8\ H_р$); *в* — с понуром ($L_{пн} = 6–10\ H_р$).

б) сооружение плотины с кольматажем или экранированием мокрого откоса плотины и "зуба", пройденного не на всю мощность рыхлых отложений;

в) сооружение плотины с кольматажем или экранированием мокрого откоса плотины и "зуба", пройденного до плотика;

г) сооружение плотины с кольматажем или экранированием мокрого откоса и понура;

д) сооружение плотины с кольматажем или экранированием мокрого откоса понура и "зуба", пройденного не на всю мощность рыхлых отложений.

В результате проведенных исследований установлены необходимые размеры "зуба" и понура для конкретных условий месторождений, а также нормы расхода реагента, которые изменяются в пределах 0,5–3,0 кг/м^2 в зависимости от гранулометрического состава пород.

Таблица 4.5

Технологические схемы предохранения дражных полигонов от промерзания затоплением водой

Коэффициент фильтрации пород, м/сут	Схема предохранения пород от сезонного промерзания	Расход реагента, кг/м^2
До 5	Затопление земляными плотинами без устройства специальных средств противофильтрационной защиты	—
5–10	Плотина с понуром длиной 10–15 м с "зубом" глубиной не менее 2 м	0,5–0,75
10–20	с понуром до 20–25 м с "зубом" 2,5–3 м	0,75–1
20–30	с понуром до 40–50 м с "зубом" до 4 м с понуром 10–15 м и "зубом" до 3 м с понуром 25 м и "зубом" до 2 м	1–1,5
30–50	с понуром до 40–50 м с "зубом" до 4–5 м с понуром 20–25 м и "зубом" до 3 м с понуром 25–30 м и "зубом" до 2 м	1,5–2
50–100	с понуром до 40–50 м с "зубом" до 5 м с понуром 25–30 м и "зубом" до 4 м	2–3
Свыше 100	с "зубом" 5 м	Не менее 3

Примечание. При коэффициентах фильтрации свыше 50 м/сут кроме химического кольматажа целесообразно применять и экранирование полиэтиленовой пленкой.

Таким образом, предохранение дражных полигонов от промерзания затоплением на основе химического кольматажа и экранирования полимерными пленками возможно по определенным технологическим схемам, показанным на рис. 4.15. Применение той или иной схемы для наиболее распространенных условий, т.е. при уклоне долины 0,01–0,001, высоте плотин 4–7 м, мокром откосе плотин 1 : 3, сухом откосе 1 : 1 — 1 : 2, в зависимости от гидрогеологических условий приведено в табл. 4.5.

При высокой водопроницаемости пород ($K_ф$ = 50–100 м/сут и более) целесообразно применять комбинированную схему, т.е. экранирование тела плотины, понура или "зуба" полиэтиленовой пленкой с последующей химической кольматацией. После сооружения плотины и проходки укладываются полотнища пленки, отсыпается защитный слой толщиной до 0,2 м и производится обработка химическим реагентом (расход не менее 2 кг/м^2) обычным способом.

4.6. Расчет технологических параметров способа предохранения пород от промерзания затоплением

При проектировании горно-подготовительных работ на дражных полигонах большое значение имеет увязка мест расположения плотин, сооружаемых для предохранения пород от промерзания, и вскрышных работ в зависимости от ширины полигона, мощности вскрыши, среднего (рационального) расстояния транспортирования торфов и уклона долины. Важно определить наивыгоднейшую высоту плотин и расстояние между ними из расчета минимального увеличения затрат на предохранение пород.

4.6.1. Определение рациональной высоты и расстояния между плотинами

В настоящее время для сооружения плотины на дражных полигонах часто используют вскрышные породы (торфа) с оставлением целиков под плотинами. В большинстве случаев вскрыша с возведением плотин производятся бульдозерами. Очевидно минимальной стоимости плотины из торфов будут соответствовать минимальные затраты по перемещению вскрышных пород, которые в большей мере зависят от среднего расстояния транспортирования — $L_{ср}$ (м), определяемого по известным выражениям [Сулин, 1974]:

$$L_{ср} = 0{,}55B_{п} + h_{т}(1 + \operatorname{ctg}\beta_2) + 0{,}66\sqrt{\frac{2h_{т} \cdot B_{п}}{(1 + \operatorname{ctg}\beta_2)K_{р}}} \times \operatorname{ctg}\frac{\beta_2}{2} \times (1 + \operatorname{tg}\beta_2 \pm \delta), \quad (4.11)$$

где $B_{п}$ — ширина вскрываемого участка, м; $h_{т}$ — мощность торфов (глубина вскрыши), м; β_2 — угол отвалообразования, град; δ — угол подъема или уклона рельефа подотвальной площади, град; $K_{р}$ — коэффициент разрыхления пород.

Исходя из вышесказанного следует, что объем пород на сооружение плотины $V_{п}$ с минимальными для данного полигона затратами должен быть равен объему вскрыши $V_{в}$, произведенной на полную проектную мощность и при транспортировании ее на рациональное расстояние $L_{ср}$, или на удвоенное $2L_{ср}$, если сооружение плотины осуществляется с двух сторон (породы перемещаются как по восстановлению, так и по падению россыпи) [Костромин, 1976; Зельдович, 1970].

Объем вскрыши $V_{в}$ ($м^3$) можно выразить следующими уравнениями:

$$V_{в} = K_{р} \cdot h_{т} \cdot B_{п} \cdot L_{ср}. \quad (4.12)$$

Объем плотины $V_{п}$ равен

$$V_{п} = \frac{1}{K_{у}} \cdot \frac{b + B}{2}\left[H_{п} \cdot \ell + H_{п}^2\left(\frac{1}{\operatorname{tg}\alpha_1} + \frac{1}{\operatorname{tg}\alpha_2}\right)\right], \quad (4.13)$$

где $K_{у}$ — коэффициент усадки плотины; b и B — ширина плотины соответственно по гребню и основанию, м; $H_{п}$ — средняя высота плотины от отметки поверхности россыпи (вычисляется по поперечному профилю основания плотины), м; l — длина основания насыпи в пойме плотины, м; α_1, α_2 — углы откоса увалов долины.

Приняв $V_{в} = V_{п}$ найдем рациональную высоту плотины $H_{р}$, сооруженной из торфов

$$H_{п}^{\cdot} = \frac{\sqrt{\left[(b + B)\frac{l}{2K_{у}}\right]^2 + 2\left(\frac{1}{\operatorname{tg}\alpha_1} + \frac{1}{\operatorname{tg}\alpha_2}\right)\frac{(b + B)K_{р}h_{т}B_{п}L_{р}}{K_{у}}} - \left(\frac{b + B}{2}\right)\frac{l}{K_{у}}}{\left(\frac{1}{\operatorname{tg}\alpha_1} + \frac{1}{\operatorname{tg}\alpha_2}\right)\left(\frac{b + B}{K_{у}}\right)}. \quad (4.14)$$

Для условий разрабатываемых Западно-Сибирских, Забайкальских и Дальневосточных россыпей рациональная высота плотин составляет в среднем 4,0–6,0 м. В некоторых конкретных случаях, когда долина имеет значительный уклон, или нужно предохранить от промерзания большие объемы пород, или строится каскад плотин, где в образовавшихся водохранилищах создается запас воды для восполнения фильтрационных потерь и поддержания уровня основного нижележащего водохранилища, служащего непосредственно для предохранения дражного полигона от промерзания и др., необходимо определить расстояние между плотинами

$$L_{\text{п}} = \frac{(H_{\text{р}} + h_{\text{т}} - h_{\text{л}})}{i}, \tag{4.15}$$

где $L_{\text{п}}$ — расстояние между плотинами, м; $h_{\text{л}}$ — средняя глубина сезонного промерзания льда, м; i — уклон долины.

Себестоимость 1 м^3 предохраняемых от сезонного промерзания пород зависит от затрат на поддержание необходимого уровня воды на подтопляемых площадях в зимнее время, когда фильтрационные потери превосходят дебит реки, но существенное значение имеет и стоимость сооружаемой плотины, зависящая, в свою очередь, от себестоимости 1 м^3 вскрыши и стоимости строительства 1 м^3 плотины. В рассматриваемом случае плотина сооружается из пород вскрыши, поэтому себестоимость 1 м^3 плотины будет эквивалентна себестоимости 1 м^3 торфов, транспортируемых в отвал:

$$C_{\text{в}} = \frac{S_{\text{м.с}}}{Q_{\text{б.с}}}, \tag{4.16}$$

где $C_{\text{в}}$ — себестоимость 1 м^3 плотины с учетом выемки, транспортирования и складирования торфов, р./м^3; $S_{\text{м.с}}$ — стоимость машино-смены работы бульдозера, р.; $Q_{\text{б.с}}$ — сменная производительность бульдозера (м^3), определяемая по формуле:

$$Q_{\text{б.с}} = \frac{t_{\text{см}} \cdot \eta \cdot V_{\text{б}}}{\frac{L_{\text{ср}}}{v_{\text{р}}} + \frac{L_{\text{ср}}}{v_{\text{х}}} + 2t_{\text{пер}}} \eta_{\text{о}}, \tag{4.17}$$

где $t_{\text{см}}$ — продолжительность смены, с; η — коэффициент использования сменного времени; $V_{\text{б}}$ — объем вала породы, перемещаемого бульдозером, м^3,

$$V_{\text{б}} = \frac{h_{\text{в}} \cdot B_{\text{н}}(0{,}6 + \operatorname{ctg}\alpha)}{3K_{\text{р}}}, \tag{4.18}$$

где $h_{\text{в}}$ — высота вала породы, м; $B_{\text{н}}$ — ширина вала по основанию, м; α — угол откоса вала породы, град; $K_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления породы; $\eta_{\text{о}}$ — коэффициент наполнения отвала породой; $v_{\text{р}}$, $v_{\text{х}}$ — скорости рабочего и холостого ходов, м/с; $t_{\text{пер}}$ — время переключения передач, с; $L_{\text{ср}}$ — средняя длина транспортировки, м.

Отсюда

$$C_{\text{в}} = \frac{S_{\text{м.с}}\left(\frac{L_{\text{ср}}}{v_{\text{р}}} + \frac{L_{\text{ср}}}{v_{\text{х}}} + 2t_{\text{пер}}\right)}{t_{\text{см}} \cdot \eta \cdot V_{\text{б}} \cdot \eta_{\text{о}}}. \tag{4.19}$$

Объем предохраняемых пород $V_{\text{пп}}$ равен

$$V_{\text{пп}} = h_{\text{п}} B'_{\text{п}} L_{\text{п}},\ \text{м}^3, \tag{4.20}$$

где $h_{\text{п}}$ — средняя глубина сезонного промерзания пород, м (2,0–2,5 м); $B'_{\text{п}}$ — средняя ширина полигона, м.

Стоимость строительства плотины $S_{\text{пл}}$ с учетом вскрышных работ равна (р.):

$$C = S_{\text{м.с}} \frac{(b + B)\left[H_{\text{р}} \cdot \ell + H_{\text{р}}^2\left(\frac{1}{\text{tg}\alpha_1} + \frac{1}{\text{tg}\alpha_2}\right)\right]\left(\frac{L_{\text{ср}}}{v_{\text{р}}} + \frac{L_{\text{ср}}}{v_{\text{х}}} + 2t_{\text{пер}}\right)}{2 \cdot t_{\text{см}} \cdot \eta \cdot V_{\text{б}} \cdot \eta_{\text{о}} \cdot K_{\text{у}}}. \tag{4.21}$$

Таким образом, себестоимость (р./м^3) предохранения 1 м^3 песков находится по формуле:

$$C_{\text{п}} = S_{\text{м.с}} \cdot i \frac{(b + B)\left[H_{\text{р}} \cdot \ell + H_{\text{р}}^2\left(\frac{1}{\text{tg}\alpha_1} + \frac{1}{\text{tg}\alpha_2}\right)\right]\left(\frac{L_{\text{ср}}}{v_{\text{р}}} + \frac{L_{\text{ср}}}{v_{\text{х}}} + 2t_{\text{пер}}\right)}{h_{\text{п}} \cdot B'_{\text{п}} 2 \cdot t_{\text{см}} \cdot \eta \cdot V_{\text{б}} \cdot \eta_{\text{о}} \cdot (H_{\text{п}} + h_{\text{т}} - h_{\text{л}}) \cdot K_{\text{у}}}. \tag{4.22}$$

Для производительной работы драги в весенний период необходим достаточный запас талых пород. В условиях Забайкалья объем пород, полностью предохраняемых от промерзания, для среднелитражных драг при работе в апреле — июне должен быть не менее 300–500 тыс. м^3. Часть пород объемом 200–300 тыс. м^3 для работы в июне и июле допускает промерзание на глубину до 1–1,5 м. После удаления льда и осушения полигона эти породы оттаивают в течение 2–3 мес. Сезонная мерзлота в Забайкалье полностью оттаивает к концу августа — началу сентября.

Расчет объема предохраняемых затоплением пород производится на плане полигона с учетом контура балансовых запасов и ходов драги, объектов вскрыши, уклона долины, динамики промерзания пород и льда, динамики оттайки пород. Для предохранения этой части полигона, в зависимости от конкретных условий, необходимо сооружение одной или нескольких плотин. При этом с учетом мощности вскрыши, расстояния транспортирования, уклона долины возможны три случая.

1. *Высота возведенной плотины $H_{\text{п}}$ по своим значениям близка к расчетной целесообразной высоте $H_{\text{ц}}$.* В этом случае затраты на сооружение плотины и, следовательно, себестоимость предохранения 1 м^3 песков будут наименьшими.

2. *Высота сооружаемой плотины $H_{\text{п}}$ меньше расчетной целесообразной $H_{\text{ц}}$.* Здесь, по всей видимости, рационально увеличить высоту плотины путем удлинения расстояния транспортирования торфов $L_{\text{ср}}$, рассчитав его по формулам (4.11, 4.14, 4.22), увеличив соответственно и ширину основания плотины B.

3. *Высота плотины $H_п$ больше расчетной $H_ц$* (что возможно при большой мощности вскрыши). Если увеличение стоимости плотины не оказывает существенного влияния на себестоимость предохранения пород, то, очевидно, среднюю длину транспортирования торфов $L_{ср}$ и, следовательно, высоту плотины $H_п$ изменять нет необходимости. Расстояние между плотинами при этом варианте несколько увеличивается. Если же после расчетов окажется, что себестоимость предохранения при высокой плотине значительная (больше, чем при $H_ц$), то необходимо уменьшить $L_{ср}$ до расчетной.

В зависимости от уклона долины (i) и высоты плотины ($H_п$) возможны различные соотношения расчетных расстояний между плотинами $L_п$ и удвоенным средним расстоянием транспортирования $2L_{ср}$.

1. $L_п \approx 2L_{ср}$. Если разность между этими величинами не превышает 10–20 %, то все торфа вскрыши используются на сооружение плотин. Себестоимость предохранения пород от промерзания с учетом затрат на вскрышу — минимальная.

2. $L_п >> 2L_{ср}$. Расстояние между плотинами значительно больше удвоенного среднего расстояния транспортирования (больше чем на 20 %). В этом случае, исходя из минимальной себестоимости предохранения с учетом вскрыши, рассчитанной по (4.22), возможны три варианта: уменьшение расстояния между плотинами $L_п$ до значений, близких $2L_{ср}$; складирование части торфов на борта полигона; увеличение среднего расстояния транспортирования $2L_{ср}$ до значений, близких $L_п$.

3. $L_п << 2L_{ср}$. Расстояние между плотинами значительно меньше $2L_{ср}$. При этом в зависимости от минимальной себестоимости предохранения или увеличиваем $L_п$ до значений, близких $2L_{ср}$, или, наоборот, уменьшаем среднее расстояние транспортирования, тогда $L_п \approx 2L_{ср}$.

4.6.2. Определение времени предохранения пород от промерзания затоплением

При сооружении плотин из водопроницаемых пород необходимо учитывать фильтрационные потери воды через тело и основание плотины. По мере утечки воды из водоема будут меняться величины напора, площадь поверхности водоема и его объем.

После сооружения плотины для затопления полигона водой неизбежны фильтрационные потери, которые в большей степени зависят от водопроницаемости пород тела и основания гидротехнического сооружения. Поддержание необходимого уровня воды зависит также от соотношения фильтрационных потерь и дебита питающего источника. В условиях Забайкалья, многих районов Дальнего Востока и Восточной Сибири большинство водных источников зимой полностью перемерзают и подпитка водохранилищ прекращается. В этом случае необходимо знать, сколько времени будет сохраняться требуемый уровень воды на затопленных полигонах, после чего начинается процесс промерзания пород. Применительно к этим условиям была решена задача об истечении жидкости из сосуда, роль которого в данном случае выполняет водоем, созданный с помощью земляной плотины [Костромин, 1976].

Для решения вопроса о периоде предохранения полигонов от промерзания с учетом фильтрационных потерь можно воспользоваться формулой о вытекании воды из сосуда [Зельдович, 1970]:

$$\frac{dh_i}{dt} = \frac{g(h_i)}{S(h_i)}, \tag{4.23}$$

где dh_i — производная переменного напора; dt — производная времени; $g(h_i)$ — зависимость удельного расхода от переменного напора; $S(h_i)$ — удельная (приходящаяся на 1 м длины плотины) площадь поверхности водоема — функция от переменного напора h_i.

Удельный расход при фильтрации воды через тело плотины, построенной на водопроницаемом основании (при условии, что коэффициент фильтрации $K_Ф$ плотины и основания одинаков), равен [Уист де Р., 1969]

$$g(h_i) = K_Ф \cdot H \cdot J, \tag{4.24}$$

где H — мощность водопроницаемого основания, м; J — градиент напора.

В связи с фильтрацией величина H будет переменной, обозначим ее — h_i. Тогда удельный расход выразится так:

$$g(h_i) = J \cdot K_Ф(h_i). \tag{4.25}$$

С определенными допущениями принимаем, что площадь водоема ограничена половиной эллипсоиды с полуосями d (длина зеркала водоема, м) и α (половина ширины зеркала водоема, м) или трапецией, если водоем огражден двумя плотинами в нижней и верхней частях с полусуммой средних длин плотин, равной c и расстоянием между ними d.

В первом случае удельная площадь полигона, затопленная водой, равна половине площади эллипса (м^2):

$$S(h_i) = \frac{\pi \cdot d \cdot \alpha}{\alpha \cdot 2} = \frac{\pi \cdot d}{2}. \tag{4.26}$$

Во втором случае

$$S(h_i) = \frac{cd}{2\alpha}. \tag{4.27}$$

Длина зеркала водоема d_i — величина переменная; она зависит от напора h_i, уклона долины i и угла уклона мокрого откоса плотины m_1 (для первого случая), а также угла сухого откоса вышележащей плотины m_2 (для второго случая) (м):

$$d_i = h_i\left(\frac{1}{i} + \frac{1}{m_1}\right), \tag{4.28}$$

$$d_i = h_i\left(\frac{1}{i} + \frac{1}{m_1} + \frac{1}{m_2}\right). \tag{4.29}$$

Отсюда удельная площадь водоема выражается следующим уравнением (м^2):

$$S(h_i) = \frac{\pi \cdot d}{2} = \frac{\pi \cdot h_i}{2}\left(\frac{1}{m_1} + \frac{1}{i}\right). \tag{4.30}$$

Подставляя полученные выражения в основную формулу, получим:

$$\frac{dh_i}{dt} = \frac{J \cdot K_{\Phi}(h_i)}{\frac{\pi \cdot h_i}{2}\left(\frac{1}{m_1} + \frac{1}{i}\right)}, \tag{4.31}$$

$$\frac{dh_i}{dt} = \frac{2K_{\Phi} \cdot J}{\pi \cdot \left(\frac{1}{m_1} + \frac{1}{i}\right)}, \tag{4.32}$$

$$\frac{\pi \cdot \left(\frac{1}{m_1} + \frac{1}{i}\right)}{2K_{\Phi} \cdot J} \int_{H_0}^{H} dh_1 = \int_0^t dt. \tag{4.33}$$

После интегрирования для площади водоема, ограниченной эллипсоидой, получаем конечные формулы соответственно для первого и второго случаев:

$$t = \frac{\pi \cdot \left(\frac{1}{m_1} + \frac{1}{i}\right)}{2K_{\Phi} \cdot J}(H_0 - H), \tag{4.34}$$

$$t = \frac{c\left(\frac{1}{m_1} + \frac{1}{i} + \frac{1}{m_2}\right)}{2aK_{\Phi}J}, \tag{4.35}$$

где t — время падения уровня воды на затопленных площадях от начального уровня до некоторого уровня H, сут.

Следует отметить, что наблюдения за падением уровня воды на затопленных дражных полигонах показывают высокую их сходимость с теоретическими расчетами по данным формулам.

Учитывая продолжительность холодного периода, минимальный срок предохранения пород от промерзания для условий Забайкалья, Дальнего Востока и Восточной Сибири должен составлять около 150 сут. Данные выражения позволяют установить, во сколько раз необходимо уменьшить водонепроницаемость пород плотины и основания, чтобы обеспечить требуемый срок предохранения от промерзания.

4.7. Рациональные параметры технологических схем предохранения дражных полигонов от промерзания затоплением

На основании объемно-физического моделирования, проведенного на модели плотины в масштабе 1 : 50 с соблюдением закономерностей фильтрации воды внутри проницаемого грунта, разработанных академиком Н.Н. Павлов-

ским [1956], математического моделирования и промышленных испытаний, проведенных на одном из россыпных месторождений комбината "Балейзолото", установлена эффективность различных схем предохранения пород от промерзания затоплением с использованием пленочных экранов и химического кольматажа в зависимости от длины понура $L_{пн}$, глубины "зуба" $h_з$ и удельного расхода реагента g. В качестве критерия эффективности экранов был принят относительный фильтрационный расход $Q = Q_э / Q_о$ ($Q_э$ — фильтрационный расход при наличии экрана плотины; $Q_о$ — то же, но без экрана), показывающий, во сколько раз уменьшаются фильтрационные потери воды при наличии экрана относительно неэкранированной плотины.

Необходимо отметить удовлетворительную сходимость результатов моделирования и промышленных испытаний с данными внедрения, проведенного на объекте дражной золотодобычи комбината "Балейзолото".

Для выбора технологической схемы, обеспечивающей необходимый срок предохранения пород от промерзания при сооружении экранов из полимерных пленок, можно воспользоваться зависимостью, полученной с помощью математического моделирования, путем решения серии задач [Костромин, 1977].

$$Q = \frac{L_{пн}(0{,}6 - 0{,}12h_з) + (8{,}6 - 1{,}8h_з)}{H_о - 2h_з + 0{,}2h_з^2}, \qquad (4.36)$$

где $H_о$ — мощность водоносного основания, м.

Формула показывает, что с увеличением глубины "зуба" пропорционально уменьшается фильтрационный расход ($Q_э/Q$ зависит от $h_з$). Зависимость фильтрационного расхода от длины понура сложнее. Вначале с увеличением $L_{пн}$ фильтрационный расход резко уменьшается, но уже при $L_{пн} = 0{,}5–10\ H_р$ это влияние становится малозаметным. Тем не менее влияние понура на фильтрационный расход весьма велико. Действительно, без проходки "зуба" на глубину $0{,}8\ H_р$ можно уменьшить фильтрационные потери более чем в 5 раз, обеспечив водонепроницаемость верхового откоса и приплотинной части водоема. В этом отношении могут оказаться весьма перспективными химические средства гидроизоляции и тампонажа, наносимые перед затоплением на поверхность грунта, что весьма важно, так как проходка "зуба" и закладка в него пленочного экрана не всегда возможны из-за высокого горизонта подземных вод.

Существенное значение имеет непрерывность экрана. Так, укладка экрана полосами шириной до $0{,}8–1{,}0\ H_р$ с промежутками между ними $0{,}2–0{,}25\ H_р$ практически не снижает фильтрационный расход. Исследования показывают, что повреждаемость пленки, составляющая всего 2 % от всей площади экрана (2 разрыва размером 10 × 10 см на 1 м^2 экрана), снижает эффективность сплошного экрана в зависимости от его протяженности в 1,3–2,2 раза, а 5 % — в 1,4–3,1 раза и при 15–20 % фильтрационные потери достигают значений для неэкранируемых плотин.

Как указывалось выше, часто экраны возводят с использованием химических реагентов (КМЦ). Для их условий получена эмпирическая зависимость коэффициента фильтрации от концентрации реагента и среднего диаметра частиц, слагающих россыпь [Костромин, 1993]

$$K = \frac{g}{(0{,}0031 - 0{,}0014g)} \exp\left[\frac{d}{(0{,}36 - 0{,}16d)}\right], \qquad (4.37)$$

где K — относительная водопроницаемость (коэффициент фильтрации), показывающая, во сколько раз уменьшится коэффициент фильтрации после обработки химическим реагентом; g — концентрация реагента в водном растворе; d — средний диаметр частиц россыпи, мм.

Однако это выражение не учитывает влияния понура и "зуба", кроме того, оно справедливо лишь для водных растворов реагента, поэтому на практике, когда обработка мокрого откоса плотины, понура или "зуба" проводится порошковым реагентом, лучше использовать зависимости, приведенные на рис. 4.12, 4.13. Учет исходной водопроницаемости пород россыпи осуществляют с использованием зависимостей, показанных на рис. 4.16. Эти зависимости описываются следующими эмпирическими формулами.

1. Зависимость фильтрационных расходов через тело и основание плотины от длины понура $L_{пн}$ и удельного расхода реагента g (при $L_{пн} < 50{,}0$ м):

$$Q = \frac{g}{0{,}238 + 0{,}963g} + (0{,}58 + 0{,}87^{lng})\, L_{пн}. \qquad (4.38)$$

2. Зависимость фильтрационных расходов через тело и основание плотины от глубины "зуба" $h_з$ и удельного расхода реагента g (при $h_з < 5{,}0$ м):

$$Q = \exp\left[(0{,}469 + 1{,}041^{lng}) + \frac{gh_з}{0{,}238 + 0{,}963g}\right]. \qquad (4.39)$$

3. Зависимость фильтрационных расходов через тело и основание плотины от исходного коэффициента фильтрации пород $K_ф$ и удельного расхода реагента g (при $h_з = 5{,}0$ м):

$$Q = 9{,}4 + 16{,}1 \lg g + \frac{[\exp(3{,}343 + 0{,}632g)]}{K_ф}. \qquad (4.40)$$

На основании результатов экспериментальных и теоретических исследований, промышленных испытаний разработана методика выбора рациональных схем предохранения дражных полигонов от глубокого сезонного промерзания затоплением, которая может быть представлена в двух вариантах программы на ЭВМ и в виде номограммы, показанной на рис. 4.17 (порядок пользования номо-

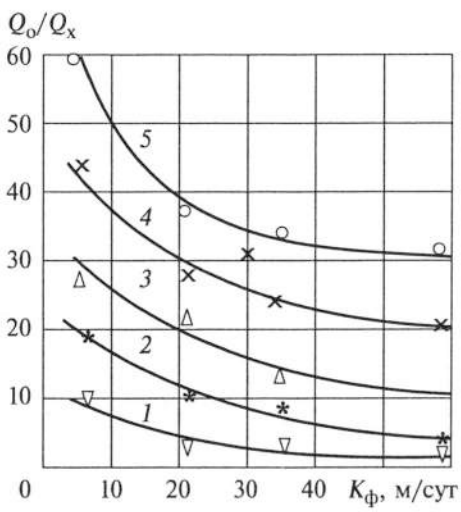


Рис. 4.16. Зависимость фильтрационных расходов воды через тело и основание плотины от коэффициента фильтрации пород ($K_ф$) и удельного расхода реагента (g).

1–5 — удельный расход реагента g, кг/м^2: *1* — 0,5; *2* — 1,0; *3* — 1,5; *4* — 2; *5* — 3.

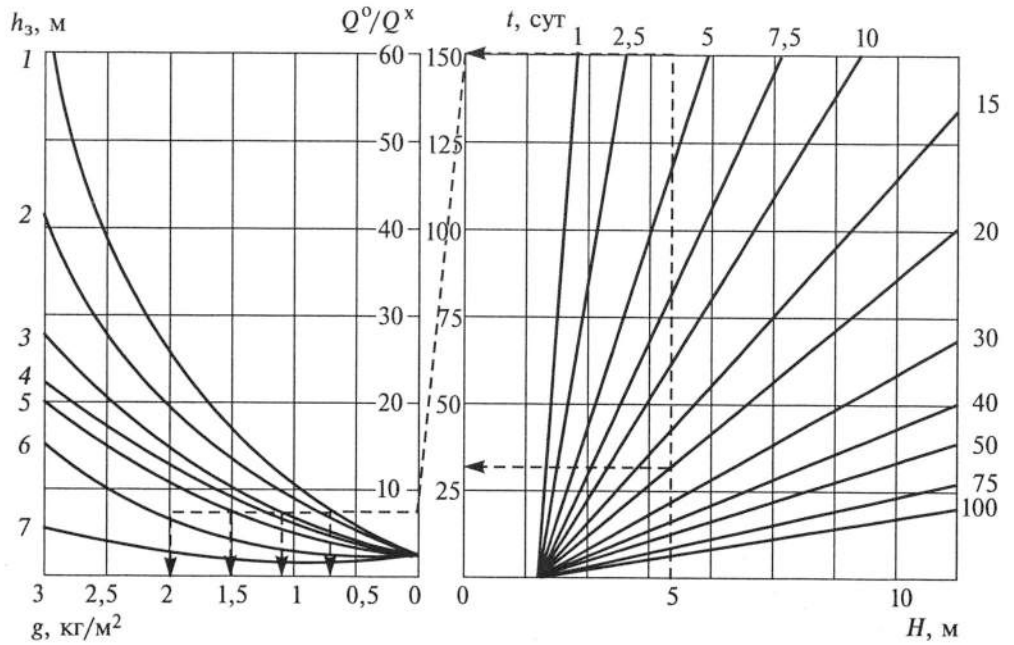


Рис. 4.17. Номограмма выбора рациональных схем предохранения дражных полигонов от сезонного промерзания затоплением.

1, 2, 5, 7 — глубина зуба $h_з$, м: *1* — 5, *2* — 4, *5* — 2, *7* — 0; *3, 4, 6* — длина понура $L_{пн}$, м: *3* — 40, *4* — 20, *6* — 10.

граммой показан стрелкой) [Костромин, 1976]. Например, при высоте плотины 5,0 м, коэффициенте фильтрации пород 20 м/сут вода на подтопляемых площадях сохраняется примерно 30 сут. Для качественного предохранения пород от сезонного промерзания сохранение достаточного уровня воды необходимо в течение около 150 сут. Этого можно достичь двумя способами: 1) увеличением высоты плотины до 17–18 м; 2) снижением коэффициента фильтрации пород до 3–4 м/сут, или в 5–7 раз.

Удельный расход КМЦ в этом случае при глубине "зуба" $h_з = 5$ м составит $g = 0{,}8$ кг/м² при $h_з = 2$ м — $g = 1{,}5$ кг/м², при длине понура $L_{пн} = 40$ м, $g = 1{,}1$ кг/м² и т.д.

Постройка более высоких плотин связана со значительными трудовыми и материальными затратами, так как объем насыпи увеличивается в 4–5 раз. Более предпочтительным следует считать сооружение экранов и завес. Точность расчетов по полученным зависимостям в основном совпадает с практическими наблюдениями за процессом фильтрации плотин на россыпях Забайкалья (расхождения составляют 5–10 %).

Анализируя формулы (4.14 и 4.22), а также используя результаты ранее проведенных исследований экономической эффективности химического кольматажа, получаем зависимость себестоимости предохранения пород с учетом затрат на сооружение плотины. Причем оптимальная область ограничена зна-

чениями высот плотин 4,5–7 м (в среднем 5 м), в пределах которой себестоимость предохранения получается минимальной (рис. 4.18). Влияние высоты плотин, экранированных полимерных пленками, на себестоимость предохранения пород показано на рис. 4.19.

Как уже отмечалось, сохранение минимально необходимого уровня воды на затопляемых площадях для качественного предохранения пород достигается путем уменьшения коэффициента фильтрации или сооружения более высокой плотины. В условиях приведенного примера необходимо либо снизить коэффициент фильтрации в 5–7 раз, либо построить плотину высотой не менее 17–18 м.

Снижение коэффициента фильтрации до указанных пределов можно достичь при помощи химического кольматажа плотины с расходом реагента 0,8–1,7 кг/м^2 (см. рис. 4.17) или сооружением экрана из полиэтиленовой пленки с устройством "зуба" на глубину водопроницаемого основания (для средних условий 5,0 м). Об экономической эффективности этих мероприятий можно судить по рис. 4.18 и 4.19. Так, при сооружении плотины высотой 17–18 м себестоимость предохранения 1 м^3 составляет 30–35 коп./м^3 (в ценах до 1990 г.). Создание завесы с понуром длиной 30–50 м при неизменной высоте плотины 5 м уменьшает себестоимость до 4–5 коп./м^3 (в ценах до 1990 г.).

Полимерный экран с "зубом" глубиной 5,0 м при неизменной высоте плотины дает себестоимость предохранения порядка 4–5 коп./м^3 (в ценах до 1990 г.), что примерно равноценно стоимости химического кольматажа плотин.

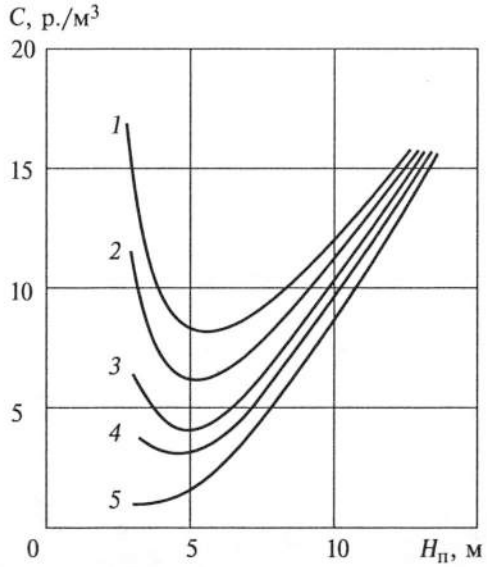


Рис. 4.18. Себестоимость предохранения пород C в зависимости от удельного расхода реагента g и высоты плотины $H_п$.
1–4 — удельный расход реагента q, кг/м^2: *1* — 3, *2* — 2, *3* — 1, *4* — 0,5, *5* — без обработки.

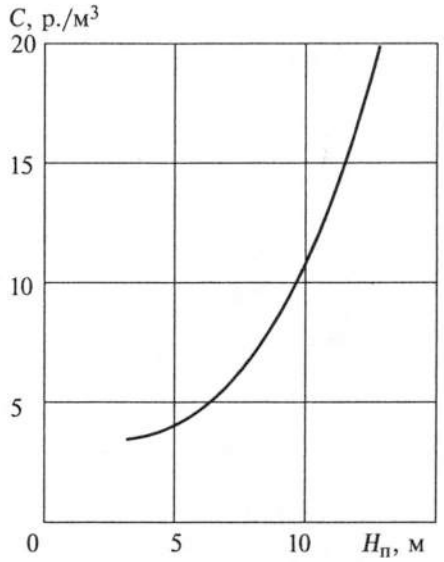


Рис. 4.19. Себестоимость предохранения пород от промерзания при экранировании плотин полиэтиленовыми пленками (при $h_э$ = 5 м).

Однако трудоемкость сооружения полимерного экрана, с учетом сварки полотнищ и проходки "зуба", будет более высокая. Кроме того, не исключена повреждаемость экрана при производстве работ, вследствие чего фильтрационные потери возрастут.

Таким образом, в данном случае целесообразнее провести химический кольматаж тела плотины с созданием понура длиной до 30–50 м.

Однако в некоторых случаях, когда породы представлены песками, без включения неокатанной гальки, представляет интерес создание экрана в теле плотины и понур длиной до 30–50 м из полимерных пленок. Причем полотнища пленки не свариваются, а укладываются внахлестку вдоль или поперек оси плотины с перекрытием обычно около 30–40 см и для гарантии в два слоя. При этом себестоимость предохранения не превышает обычно 1–3 коп./м^3.

Таким образом, с помощью сравнительно дешевых и малотрудоемких мероприятий можно качественно решить проблему предохранения пород дражных полигонов от промерзания затоплением. Это помогает обеспечить (при условии успешного проведения других работ — ремонт драги и др.) ранний пуск драги, высокопроизводительную работу в течение промывочного сезона, позднюю остановку в заранее намеченном и подготовленном месте и, следовательно, добиться значительного увеличения сезонной производительности и уменьшения удельных затрат на добычу 1 м^3 горной массы или единицы металла (рис. 4.20).

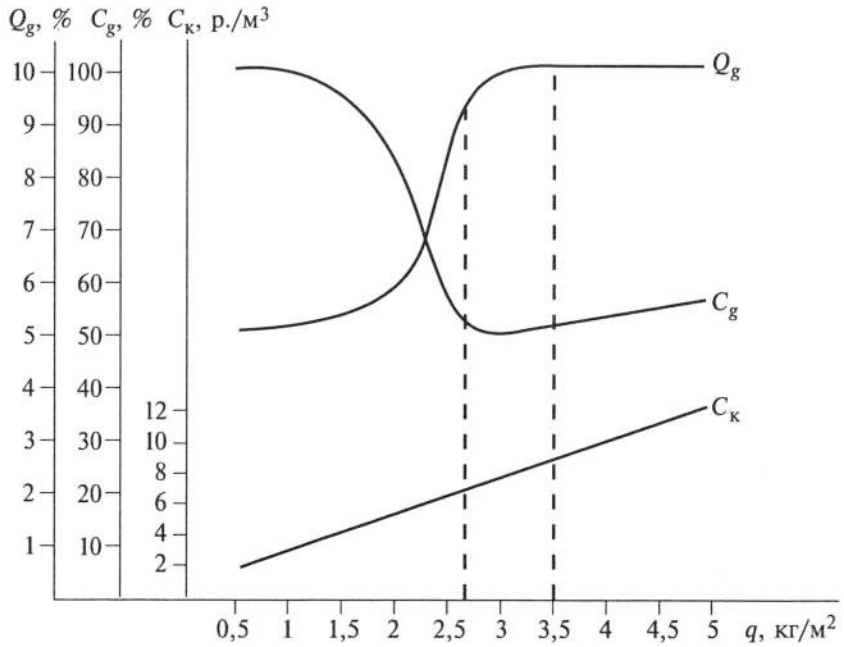


Рис. 4.20. Зависимость производительности драгирования Q_g и себестоимости переработки 1 м^3 горной массы C_g от удельного расхода реагента g и затрат на кольматаж $C_к$ (при $H_п = 5{,}5$, $H_р = 5$ м, $h_{пр} = 2{,}5$ м, $i = 0{,}005$, $L_п = 25$ м).

4.8. Промышленное внедрение технологий предохранения дражных полигонов от сезонного промерзания затоплением

Промышленное внедрение технологий предохранения дражных полигонов от сезонного промерзания проводилось в процессе разработки геотехногенно-аллювиальной золотоносной россыпи Средняя Борзя и Дарасунской россыпи.

Россыпное месторождение р. Средняя Борзя располагается в Калганском и Нерчинско-Заводском районах Читинской области.

Климат района месторождения резко-континентальный. Ветры преобладают в весенний, раннелетний и раннеосенний периоды. Годовое количество осадков здесь невелико, в среднем 360–490,9 мм/год. Наибольшее их количество выпадает в июле — сентябре. Устойчивый снежный покров появляется в октябре — ноябре, сходит в конце марта — начале апреля. Высота снежного покрова от 12–28 до 36 см.

Почвы в зимнее время промерзают до глубины 2,5–3,0 м, на северных окраинах до 3,5 м, а оттаивают полностью к концу июня — середине июля. Многолетняя мерзлота островного характера (мощность 30–35 м) приурочена к континентальным частям рельефа (долины рек, распадки) и северным отлогам.

Долинные отложения подразделяются по степени охвата их многолетней мерзлотой:

1. Участки сплошной устойчивой мерзлоты; занимают в промышленной части дражного полигона 20 %.

2. Участки высокотемпературной "вялой" мерзлоты с межмерзлотными таликами или межталиковыми мерзлыми пропластками на глубине от 2 до 6 м; захватывают в промышленных контурах около 15 % площади.

3. Талики, располагающиеся главным образам у современного русла реки или у стариц; занимают 60–70 % всей площади и в основном бывают водоносными.

Расход воды в реке изменяется от 2 $м^3/с$ в верхнем течении до 3 $м^3/с$ — в нижнем, скорость течения 0,35–0,47 м/с.

По возрасту месторождение р. Средняя Борзя является современной россыпью. По морфологическому типу — россыпь пойменная, по генезису — аллювиальная. Средняя ее ширина около 159 м, средняя мощность 5,46 м.

Породы плотика представлены в основном в различной степени разрушенными интрузивными и, в меньшей мере, осадочными разностями. Аллювиальные отложения характеризуются невыдержанной, хотя и отчетливой слоистостью, хорошей окатанностью материала, его сортированностью по крупности и удельному весу. Их можно разделить на следующие горизонты:

1. Почвенно-растительный слой 0,35–1,0 м, изредка больше, перекрывающий все отложения.

2. Горизонт песчано-глинистых отложений с прослойками и линзами ила, а также с дресвой или щебенкой или галькой и валунами, или без них. Горизонт с перерывами прослеживается по всей долине сверху вниз.

Породы слоя буровато-серые, желтовато-бурые, слабо золотоносны. Мощность слоя колеблется от 0,5 до 4,0 м, изредка более.

3. Горизонт галечников иногда с примесью гравия и дресвы, сцементированных песчано-глинистым материалом бурого или серого цвета. Породы горизонта прослеживаются почти повсеместно на всем протяжении долины. Мощность в среднем 4–5 м.

4. Горизонт щебенки, дресвы и песка, часто отмечающихся в низах рыхлых аллювиальных отложений, представляющий собой верхнюю выветрившуюся часть коренных пород плотика.

5. Коренные породы, сложенные гранитами, гранодиоритами, песчаниками, сланцами, алевролитами, известняками и др.

Рыхлые отложения представлены главным образом фракцией +10 мм, количество их более 30 %, достигает 75–80 %, иногда 100 %. Материал мелких фракций в вертикальном разрезе приурочивается к верхним горизонтам, грубообломочный материал располагается в средней или нижней приплотиковой части разреза. Некоторое увеличение частиц крупных фракций, в частности размером больше 50 мм, отмечается в районах впадения в долину р. Средняя Борзя падей Явленка и Богомоловка.

Коэффициент разрыхления пород равен 1,2. Коэффициент фильтрации горных пород, слагающих данную россыпь, составляет 0,55–1,48 м/ч.

Россыпь р. Средняя Борзя отрабатывается двумя современными электрическими драгами емкостью черпака 250 л. Драги были смонтированы в 1966–1967 гг. в районе с. Явленка. Драга № 167 отрабатывает россыпь по восстанию, драга № 168 — по падению. Система отработки месторождения — комбинированная, с одинарно-продольной и одинарно-поперечной схемой ходов. Объем драгирования горной массы в среднем за сезон составляет 500–700 тыс. $м^3$, что является крайне низким показателем для данного типа драг (почти в 2 раза ниже проектной и в 2,5 раза ниже технически возможной). Известно, что драги емкостью 250 л помогут обеспечивать сезонную производительность порядка 1–1,5 млн $м^3$ горной массы, причем в более суровых климатических условиях (драга № 109 в Амурской обл., драга № 124 в Красноярском крае).

Работы по предохранению полигона от сезонного промерзания на драгах № 167 и 168 до последнего времени проводились эпизодически и чаще всего безуспешно. Следствием незначительных объемов горно-подготовительных работ и отсутствия эффективных способов защиты от промерзания является низкая сезонная производительность драг по добыче песков.

Внедрение технологии химического тампонажа горных пород осуществлялось на полигоне драги № 167 объединения "Забайкалзолото". Работы проводились на плотине длиной 300 м, высотой 3,0 м, шириной гребня 3,5 м, заложением мокрого откоса 1 : 2, сухого 1 : 1. Плотина была построена в 1973 г. для предохранения вскрытых и оттаянных способом солнечной радиации участков полигона, однако после затопления в 1974 г. в четырех местах наблю-

далась сильная фильтрация, вследствие чего вода с затопленных площадей ушла почти полностью и порода промерзла на глубину до 2,5 м [Костромин, 1976, 1977].

Для успешного внедрения в промышленность способа защиты пород от сезонного промерзания был составлен локальный проект, в соответствии с которым, а также с учетом особенностей отработки участка полигона по восстанию предусматривалось поэтапное выполнение работ по химическому тампонажу и последующему затоплению. Вначале кольматировались участки, где имела место фильтрация, затем, после пересечения другой плотины, противофильтрационная химическая завеса возводилась на месте "прорана".

Заход драги в водоем плотины преследовал две цели: 1) продление дражного сезона за счет талых пород и достаточного количества воды (в осеннее-зимний период происходит полное промерзание источника воды дражного разреза р. Средняя Борзя); 2) более раннее начало промывочного сезона вследствие сохранения талых пород и воды на вскрышных площадях.

Первый этап этого комплекса работ проводился в сентябре. Было закольматировано по длине плотины три участка фильтрации воды, заранее отмеченных по результатам затопления полигона общей площадью (с учетом обработки приплотиной части длиной 30 м) 4300 м^2.

Обработка мокрого откоса плотины и приплотинной части производилась порошковой КМЦ, измельчаемой и разбрасываемой ручным способом. После этого слой порошка толщиной 1,5–3,0 см подвергался дождеванию водой от насосной установки Q = 200 м^3/ч (рис. 4.21). Расход воды составил 3–5 л/м^2 поверхности, удельный расход порошковой КМЦ — около 1 кг/м^2.

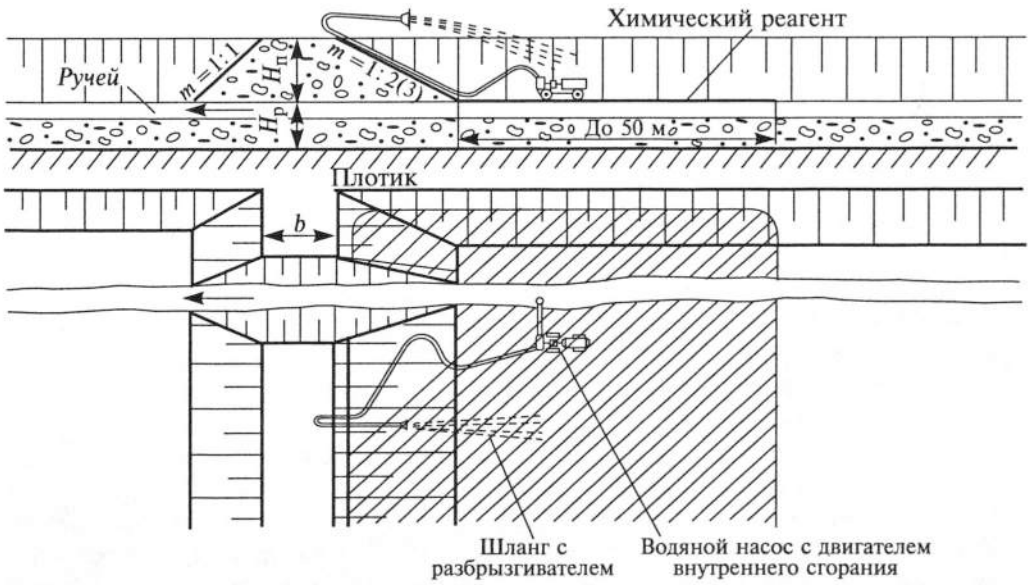


Рис. 4.21. Схема дождевания реагента при предохранении от промерзания дражного полигона.

Отсыпка предохранительного слоя не делалась, так как плотина и основание не имели значительного количества галечных пород. В последующем было произведено наращивание высоты плотины в среднем на 2,5 м и одновременная отсыпка защитного слоя толщиной в среднем 1,4 м, а также заготовлен грунт для заделки "прорана".

Второй этап работы проводился в исключительно сложных климатических условиях. Драга пересекла створ плотины в начале ноября, когда температура воздуха в ночное время опускалась до –20–25 °С, в водоемах толщина ледяного покрова достигала 5–10 см; грунт, который был подготовлен для перекрытия дражного хода частично смерзся. Ширина "прорана" составляла около 70 м.

Во избежание засыпки "прорана" породами галечного отвала драга была остановлена после того, как расстояние от основания плотины до кормовой обшивки понтона составило 15 м. Работы по перекрытию дражного хода заранее заготовленным грунтом вскрыши производились бульдозерами в течение 20 машино-смен. Отсыпка велась непосредственно на эфельный отвал. После достижения проектной высоты этого участка плотины была осуществлена кольматация мокрого откоса порошковой натрийкарбоксиметилцеллюлозой, причем приплотинная часть тампонировалась разбрасыванием порошка непосредственно в воду (рис. 4.22).

Длина приплотинной части вследствие образования ледяного покрова, препятствующего обработке, была уменьшена до 10–15 м.

Особенно тщательно обрабатывались места стыковки целика плотины (ранее отсыпанный грунт) с вновь отсыпанной породой (борта дражного разреза). Удельный расход реагента, с учетом неблагоприятных горно-технических и климатических условий, а также неравномерности распределения порошка в подводной части, был увеличен до 2,5–3,0 кг/м^2. Защитный слой не отсыпался, дождевание не производилось. Отсыпка тела плотины осуществлялась бульдозерами путем послойного наталкивания пород вскрыши. При этом порода транспортировалась параллельными ходами перпендикулярно створу плотины (рис. 4.23).

После затопления водоема видимой фильтрации не отмечалось. Уровень воды сохранялся постоянным в течение двух месяцев (до первых чисел января), а затем в течение последующих двух месяцев наблюдалось его падение на 0,5 м, однако оставшееся количество воды оказалось достаточным для качественного предохранения пород от промерзания. Сохранение воды в первые два месяца позволило продлить промывочный сезон драги против планового на месяц, что дало экономический эффект 95 тыс. руб. (в ценах 1990 г.)

При этом на полигоне драги № 168 того же карьера отмечался локальный размыв нижней части тела плотины размером в плане 1,0–1,7 м. Для заделки его были использованы 200 кг КМЦ. Для предотвращения вымывания реагента и повышения эффективности тампонажа КМЦ подавалась в смеси с соломой. Благодаря этим мероприятиям удалось полностью предотвратить локальный прорыв и разрушение плотины. В течение всего зимнего периода фильтрация не наблюдалась.

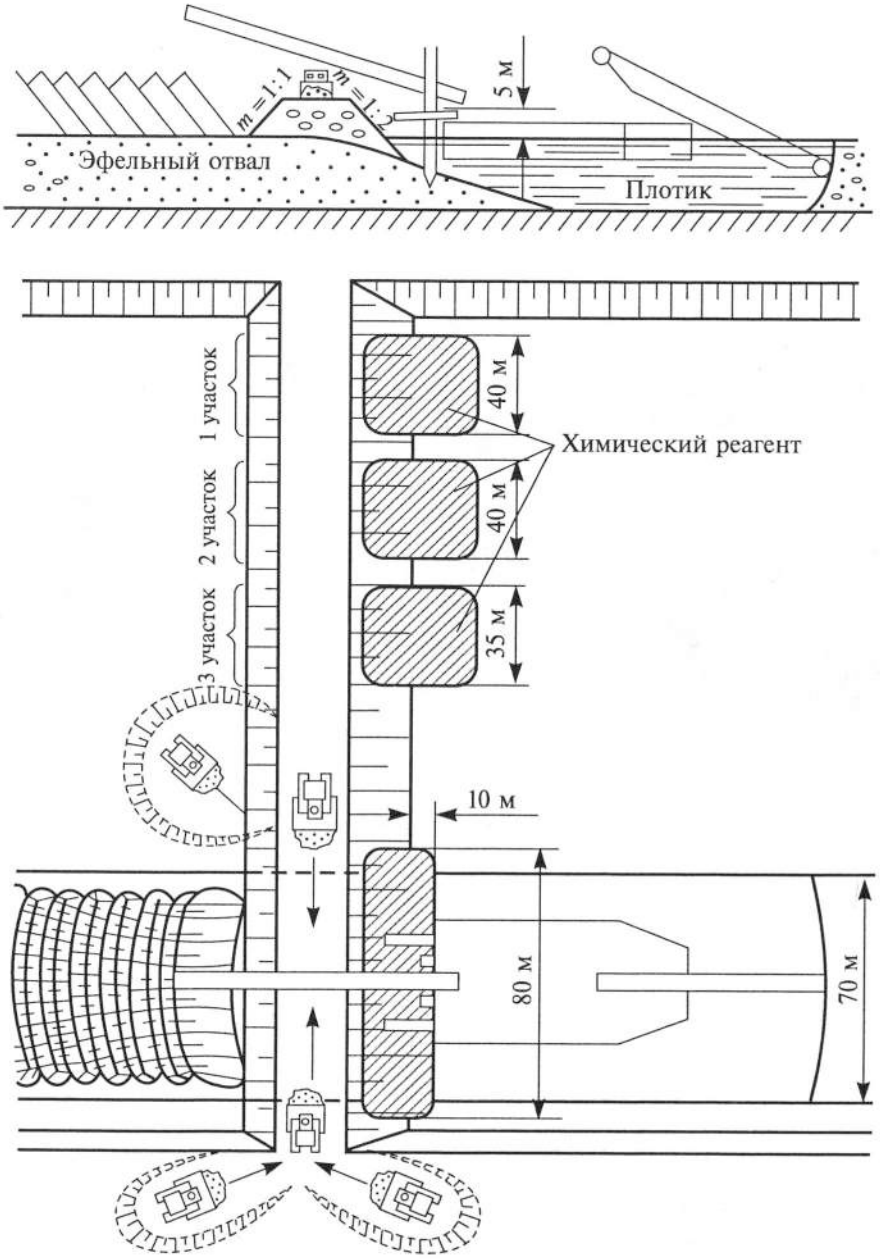


Рис. 4.22. Промышленное внедрение технологии предохранения (для 1-го участка $K_ф$ = 13,7 м/сут; для 2-го — 12,8; для 3-го — 15,1; для остальных участков 2–4 м/сут).

Рис. 4.23. Кольматация мокрого откоса плотин при промышленном внедрении нового способа предохранения дражных полигонов от промерзания.

Основные технико-экономические показатели и затраты технологии предохранения плотин драги № 167 с применением химического кольматажа приведены ниже:

Вид работы	Показатель
Отсыпка тела плотин, м^3	10 300
Параметры плотины:	
высота, м	5,5
ширина гребня, м	3,5
откос верховой	1 : 2
откос низовой	1 : 1
длина, м	300
напор, м	4,5
Объем водоема, млн м^3	1,2–1,1
Площадь затопления в пределах контура полигона (активная), тыс. м^2	510
Объем промышленных запасов, предохраняемых от промерзания, тыс. м^3	130
Расход КМЦ, т	10
Обработка плотины и приплотинной части порошком КМЦ:	
трудовые затраты, чел./см	20
использование бульдозера, маш./смен	1
Общая стоимость работ и затрат, в т.ч. по химическому кольматажу, р.	92 000
Себестоимость 1 м^3 запасов, предохраняемых от промерзания (в т.ч. по химическому кольматажу), р.	10,3

Таким образом, первые результаты промышленного внедрения технологии химического тампонажа плотины показали его высокую эффективность, что позволяет рекомендовать ее для внедрения на большинстве предприятий золотодобывающей промышленности.

На полигоне драги № 166 Вершино-Дарасунского рудоуправления, учитывая сложные горно-технические условия разрабатываемой россыпи, для предохранения горных пород от промерзания затоплением, улучшения условий водоснабжения дражного разреза в весенне-осенний период работы, создания запаса воды было сооружено пять плотин — № 4, 8, 8А, 9, 10. Породы месторождения имеют высокий коэффициент фильтрации, поэтому на плотинах № 8, 8А, служащих для предохранения пород от глубокого сезонного промерзания, были созданы экраны из полимерной пленки.

Плотина № 8 длиной 60 м обеспечивала гидравлический напор воды 3 м. В ее основании механической лопатой (емкость ковша 1 м^3) пройден "зуб" глубиной 3,5–4,0 м, шириной по основанию 1 м, по верху 9 м. Полотнища пленки шириной 3 м укладывались на сухой откос "зуба" внахлестку. После этого траншея "зуба" засыпалась растительным слоем вскрышных пород бульдозером. В основании плотины № 8А длиной 80 м и напором 3 м также пройден "зуб" глубиной 4,5 м и засыпан растительным слоем (рис. 4.24).

Плотины № 9 и 10, построенные для создания запаса воды, не имеют противофильтрационных устройств. Высота плотины № 4, служащей для улучшения водоснабжения драги, была наращена с 2 до 5 м путем отсыпки пород бульдозерами. В левой части плотины, где наблюдалась сильная фильтрация, был

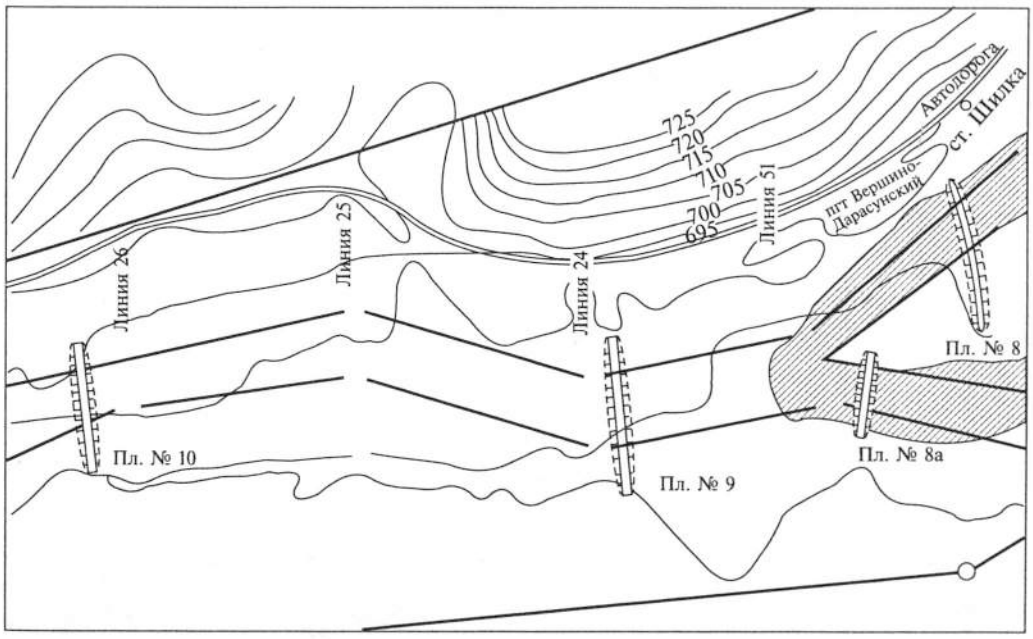


Рис. 4.24. Расположение плотин для предохранения горных пород от сезонного промерзания затоплением на полигоне драги № 166.

пройден "зуб" глубиной 4 м и засыпан растительным слоем. Основные технические показатели работ по сооружению плотин приведены в табл. 4.6.

После затопления водоема плотин № 8 и 8А наблюдалась фильтрация, но она была значительно ниже, чем до проведения противофильтрационных мероприятий. Уровень воды сохранялся неизменным в течение 2,5 месяцев. Есть все основания предполагать, что породы на полигоне драги были предохранены достаточно качественно, так как фильтрационные потери через плотины № 8 и 8А восполнялись притоком из вышележащего водоема плотины № 9.

Приведенный материал показал, что на современном этапе, несмотря на многообразие способов оттаивания горных пород для подготовки дражных полигонов, основными остаются естественный способ с максимальным использованием энергии солнечной радиации и послойным удалением оттаявшего слоя и гидроигловой, который наиболее распространен в северных районах нашей страны. Преобладающим при этом является естественный способ, остальные носят вспомогательный характер.

Такие способы, как солнечный водно-солевой бассейн, различные методы с использованием электронагревателей, газопламенных и термохимических нагревателей с применением гидроразрыва пласта, электроосмоса и другие — очень трудоемки, дорогостоящи и не технологичны для условий больших по размерам дражных полигонов. Они могут применяться только для оттаивания сравнительно малых площадей.

Из всех существующих способов предохранения горных пород от промерзания наиболее эффективным для дражных полигонов является затопление предохраняемых площадей водой с созданием противофильтрационных экранов из различных искусственных и естественных материалов (полимерная

Таблица 4.6

Основные технические показатели сооружения плотин драги № 166

Вид работ	Номер плотины				
	8	8А	9	10	4
Отсыпка тела плотины, м^3	4870	3210	7200	2700	6000
Параметры плотины:					
высота, м	3	3	5	3	5
ширина гребня, м	4	4	3	3	3
длина, м	80	60	180	150	150
напор, м	2,5	2,5	3,5	2,5	4
откос верховой	1 : 1	1 : 1	1 : 1	1 : 1	1 : 1
откос низовой	1 : 1	1 : 1	1 : 1	1 : 1	1 : 1
Площадь затопления в пределах контура полигона, м^2	26 000		34 000		25 000
Объем водоема, м^3	39 000		85 000		37 000
Объем промышленных запасов предохраняемых от промерзания, тыс. м^3	78,7		102,2	77,3	55,0
Расход пленки, кг	—	108	—	—	—
Параметр зуба:					
глубина, м	4–4,5	3,5–4,5	—	—	—
ширина по низу, м	1	1	—	—	—
откос сухой	1 : 1	1 : 1	—	—	—
откос мокрый	1 : 1	1 : 1	—	—	—
отсыпка тела зуба, м^3	3600	2800	—	—	—

Примечание. Прочерк — отсутствие данных.

пленка, химические реагенты, дерево, глина, суглинки и др.) в теле плотины и водопроницаемом основании и без них, если породы плотины и основания достаточно водонепроницаемы.

Другие способы, основанные чаще всего на создании теплоизоляционного слоя из различных искусственных и природных материалов, применяются довольно редко (чаще всего в тех местах, где по тем или иным причинам невозможно или затруднительно применить затопление полигонов водой) из-за их высокой стоимости, большой трудоемкости, невысокой производительности труда при сооружении теплоизоляционного слоя, невозможности полного предохранения от промерзания, кроме того, они могут применяться на незначительных по площади объектах.

Глава 5

ДРАЖНАЯ РАЗРАБОТКА ГЕОТЕХНОГЕННЫХ РОССЫПЕЙ

5.1. Характеристика геотехногенных россыпей

Еще в 1930-х годах академик А.Е. Ферсман назвал геохимическую деятельность человека техногенезом. Академик Н.А. Шило россыпи, возникающие "...в результате неизбежных потерь полезного ископаемого в процессе отработки месторождений других генетических типов" [Шило, 2002, с. 424], назвал техногенными. Этот же термин использует П.А. Калашников [1970] при обосновании необходимости вторичной переработки Ундинской россыпи, известной с 1828 г. Однако, как нам кажется, этот термин не вполне отражает генетическую сущность этих россыпей. Только механическое перемещение масс горных пород с помощью технических средств в процессе любых антропогенных воздействий на ландшафт и его геологический субстрат не является конечным фактором их преобразования. Необходимо учитывать весь многофакторный комплекс преобразований обломков горных пород и минералов, составляющих рыхлый материал россыпей. Он включает измельчение пород и воздействие на них в процессе рыхления, перемещения и обогащения различными физическими и химическими агентами и приводит не только к нарушению сплошности обломочного материала, но и к механохимическим изменениям, а также делает их открытыми для более интенсивных минералого-геохимических преобразований.

В отвальных хвостах активизируется деятельность бактерий и других микроорганизмов, оказывающих в процессе метаболизма существенное влияние на силикатную (силикобактерии) и рудную (различные тионовые, железобактерии и др.) их составные части. Это приводит к разрушению сульфидов, образованию серной кислоты, миграции и перераспределению всех рудных компонентов, включая золото, осаждающееся на локальных геохимических барьерах с образованием новых частиц и дорастанием мелких до размеров, способных извлекаться гравитационными методами обогащения. Кроме того, в результате сезонного таяния и замерзания отвальных хвостов и целиков первичных россыпей, изменения водного режима осуществляется перераспределение рыхлого материала и формирование участков разубоживания и обогащения в преобразованных россыпях. Фактически в результате непрерывно действующих климатических, собственно геологических и минералого-геохимических факторов за время с момента прекращения разработки первичной россыпи до начала ее новой разведки и отработки происходят ее существенные изменения.

Поэтому одним из авторов было обосновано и введено в научный обиход понятие ***геотехногенез*** [Юргенсон, 2004, 2005; Yurgenson, 2004].

5.1.1. Геотехногенез и геотехногенные месторождения

Особенности геотехногенных процессов как факторов состояния геоэкологических систем рассмотрены нами ранее [Юргенсон, 2004]. Явление геотехногенеза наблюдается в равной мере как в отвалах разработки россыпей, так и коренных месторождений. Например, даже освоение одного месторождения полезного ископаемого сопровождается огромным перемещением атомов, их рассеиванием на большие расстояния и (или) концентрированием на различного рода геохимических барьерах. А.И. Перельман [1989] отмечает, что в результате деятельности Джидинского ГОКа в Республике Бурятия был установлен геотехногенный поток молибдена, вольфрама, золота и других элементов длиной более 200 км, связанный в значительной степени с аварийными сбросами фабрики и периодическими размывами хвостохранилищ.

Месторождения, образованные потерями полезного ископаемого в процессе его добычи, в формировании которых важную роль играет геотехногенез, предложено называть ***геотехногенными*** [Энциклопедия Забайкалья, 2003]. Среди них по источнику рыхлого материала выделяют ***геотехногенные россыпи***, образовавшиеся в результате разработки россыпей и преобразования отвальных хвостов и целиков, и ***геотехногенные месторождения***, являющиеся преобразованными хвостами обогащения руд коренных месторождений.

5.1.2. Геотехногенные россыпи как важный источник минерального сырья

Геотехногенные россыпи развиты повсеместно и составляют около 30 % всех запасов в районах дражных разработок. По экспертной оценке Б.И. Беневольского и Т.П. Швецова, ресурсный потенциал геотехногенных россыпей России составляет 57 % от накопленной добычи золота. По данным Г.С. Мирзеханова [2005] перспективы геотехногенных россыпных месторождений золота только юга Дальнего Востока России можно оценивать в объеме 10–200 % от изъятых запасов. Ценность этих ресурсов возрастает, если они содержат также и попутные компоненты при условии возможности их извлечения без существенных дополнительных затрат. Например, в геотехногенных образованиях юга Дальнего Востока, согласно тому же Г.С. Мирзеханову, совместно с золотом находятся платина, вольфрамит, шеелит, касситерит, магнетит, ильменит, циркон, монацит, рутил, ксенотим, тантало-ниобаты, хромит, киноварь. В некоторых золотоносных россыпях приутствуют выбрасываемые в хвосты ювелирные камни. К ним относятся альмандин (Чернушинская россыпь в Улетовском районе Читинской области), гиацинт (Кручининская россыпь в Читинском районе). Сапфир и гиацинт в отработанных золото-вольфрамовых россыпях Незаматнинского рудного узла в Приморье (Э.Г. Одариченко, 2005 г.) образуют промышленные скопления, ресурсы корунда в которых составляют от 976 до 1796 кг, что не менее чем в 200 раз увеличивает запасы России по сапфировому сырью. Топаз находится в хвостах отработки олово-вольфрамово-висмутоносных россыпей в Шерловогорском рудном районе, а горный хрусталь — в

геотехногенной Китемяхтинской золотоносной россыпи прииска им. XI лет Октября (Каларский район Читинской области).

В последнее время неуклонно возрастает интерес к скандиевому сырью, используемому во многих отраслях промышленности, особенно в качестве различных лигатур. Особое внимание к нему проявляют Китай и страны Азиатско-Тихоокеанского региона. В шлихах рыхлого материала отработки Кручининской россыпи, в ее части, примыкающей к одноименному железо-титан-фосфорному месторождению, выявлены высокие коцентрации титаномагнетита (до 70 кг/м^3), содержащего в среднем 14 г/т скандия. В этих же шлихах присутствуют амфиболы, содержащие до 66 г/т скандия. Судя по огромным объемам техногенной горной массы, пригодной для дражной разработки с целью добычи остаточного золота, возможно извлечение количества скандиеносного сырья для обеспечения ее рентабельности, если учесть, что стоимость скандия на мировом рынке в 1998–1999 гг. составляла 18–25 $ за грамм.

5.1.3. Классификация геотехногенных россыпей

Геотехногенные россыпи Н.А. Шило (называя их техногенными) подразделяет на две главные группы — целиковые и актированные площади. Кроме того, он выделяет еще заиленные и заэфельные площади. Среди первых отмечаются бортовые целики, внутриконтурные (при открытом способе) и охранные (при подземном), а также площади с незачищенными и недоработанными песками. Среди актированных площадей выделены отвальные, торфяные, галечные, эфельные. Распределение означенных составных частей дано на рис. 5.1.

В отвальных россыпях может находиться материал торфов, надпластовых золотоносных галечников, неучтенных разведкой, но захваченных отработкой ответвлений главных струй россыпи, материал висячих пластов, содержащих то или иное количество полезных минералов и другие, неучтенные, а значит, и не переработанные фрагменты россыпей. Концентрации и количества полезного компонента, находящиеся в отвальных россыпях, связаны в основном с эксплуатационными потерями.

Галечно-эфельные отвалы всегда содержат полезные компоненты, оставшиеся после переработки песков. Эти потери зависят как от технологических факторов, так и от геологических особенностей россыпей. Тем не менее все они относятся к технологическим потерям. В этих отвалах полезные компоненты по Н.А. Шило [2002] представлены классами крупности полезного компонента, характерными для россыпи в целом. Но это справедливо в основном для высокоглинистых россыпей или их участков. По его же данным основные потери для золота приходятся на классы — 1,0 мм (до 50 %).

Заиленные площади — это пониженные части россыпи или частично, лишь сверху отработанные участки в контурах запасов, впоследствии занесенные илом. Заэфельные участки россыпи представляют собой покрытые эфельно-галечным отвалом неотработанные фрагменты россыпи, по тем или иным причинам не попавшие в контур промышленных запасов.

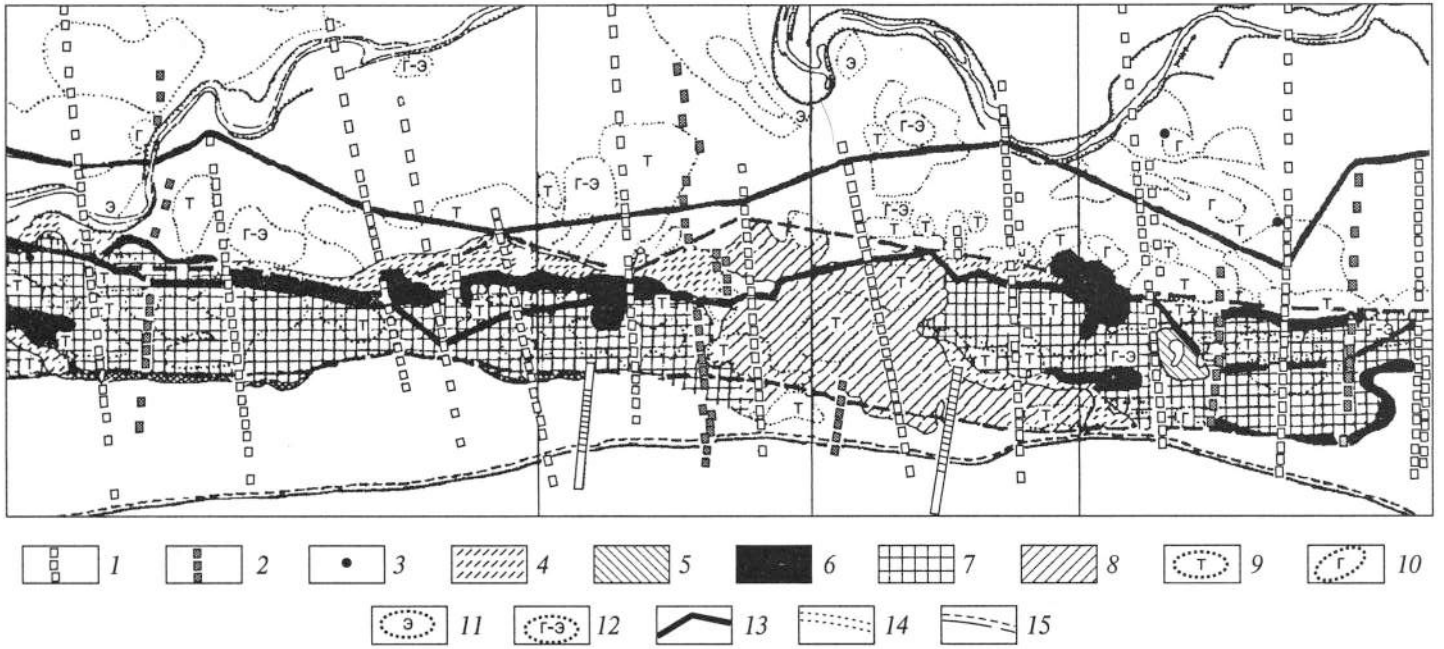


Рис. 5.1. Соотношение аллювиальной и геотехногенной россыпей в долине руч. Туманного (бас. р. Колыма) (по: [Шило, 2002]), с изменениями авторов.

1, 2 — шурфы основной и повторной разведки; *3* — валовые пробы; *4* — частично вскрытые участки россыпи; *5* — частично отработанные пески; *6* — незачищенные пески; *7, 8* — отработанные пески и актированные площади открытой и подземной разработки; *9–11* — отвалы торфов, галечные, эфельные; *12* — галечно-эфельные отвалы; *13* — контур вновь разведанной геотехногенной россыпи; *14* — контур аллювиальной россыпи; *15* — граница аллювия.

5.1.4. Структура потерь, составляющих полезную часть геотехногенных россыпей

Причинами образования геотехногенных россыпей являются технологические и эксплуатационные потери полезного ископаемого, а также оставление различного рода целиков, как внутри полигона, так и в его прибортовых частях, где прямолинейные границы полигона не совпадают с извилистыми флангами россыпи.

Технологические потери ценного компонента особенно велики при разработке глинистых и высокоглинистых россыпей из-за несовершенства существующих приборов дезинтеграции, грохочения и обогащения. Эти потери достигают 50 % и более. Характерным примером такого рода потерь полезного ископаемого могут служить дражные разработки Урала, Западной и Восточной Сибири, Алтая, Забайкалья и других районов золотодобычи.

Эксплуатационные потери полезного ископаемого велики в межходовых целиках (доходят до 20 % и более), а также в межшаговых целиках (достигают 7–9 % по пескам). Потери песков образуются также в бортах россыпи сложной конфигурации, в углах забоя при поворотах драги, в оставленных участках мерзлых россыпей, из-за недоработки забоя до плотика вследствие мерзлоты, высокой галечности или глубокой россыпи, в охранных целиках и т.д.

Значительная часть потерь полезного ископаемого обусловлена особенностями строения, минерального и гранулометрического состава вмещающего рыхлого материала россыпей, а также формой и размерами извлекаемого полезного минерала. Опыт разработки многих россыпей, в частности Западной Сибири, Алтая, Забайкалья, Колымы и других регионов, показывает, что многократная, иногда до 4–7 раз (Лугия в Восточном Забайкалье), переработка отвалов дает значительное количество металла. Причем часто величина добытого ценного компонента мало изменяется, что свидетельствует об относительном постоянстве технологических потерь металла. Их причинами являются как присутствие в золотоносных песках существенных количеств глинистых минералов, образующих трудно размываемые пласты, так и достаточно широко развитые скопления гидроксидов железа, нередко ассоциирующих с глинами. Кроме того, большую роль играют формы и размеры золотин. Существует проблема так называемого плавучего золота. Не разработаны методы извлечения мелкого золота.

Полнота отработки рудоносных пластов значительно зависит также от правильности определения контуров запасов в результате их разведки. В Сибири, частью Канаде полнота отработки, а иногда и просто сама ее возможность зависит от распространенности мерзлоты.

Извлечение рудного материала из россыпей широко варьирует. По данным Иргиредмета около 80 % технологических потерь золота при обогащении песков связано с потерями в классах крупнее 50 мкм. Основная масса потерь приходится на частицы золота мельче 0,25 мм. При дражной разработке россыпей [Золото Бурятии, 2004] Западного Забайкалья в песках с содержанием фракции золота мельче 0,25 мм порядка 7 % общие его потери составляют 7–12 %, а с увеличением ее содержания до 30–35 % они возрастают до

40–48 %. Общие потери металла, или остаточные запасы геотехногенных россыпей, достигают в ряде случаев 80 % (ПО "Запсибзолото") [Костромин, Позлутко, 1996].

5.1.5. Обобщенная гранулометрическая характеристика золота геотехногенных россыпей

В пределах исторических горно-рудных районов Восточного Забайкалья (Широкинско-Аркиинском, Ильдикано-Быстринском, Нерчинско-Заводском, Дарасунском, Карийском и др.) известно множество золотоносных россыпей, разрабатывавшихся неоднократно. Средние параметры этих россыпей таковы: длина 3000–6000 м, ширина 30–70 м, мощность пластов 1–1,8 м, содержание золота 400–3000 мг/м^3, пробность 850–910, остаточные запасы 200–1000 кг, редко — более. Линейная продуктивность составляет 100–300 кг/км, крупность –1,0 ÷ +0,2 мм (10–70 %). К числу высокопродуктивных геотехногенных россыпей могут быть отнесены Будюмканская, Лугиинская, по р. Средняя Борзя и др.

Будюмканская россыпь имеет следующие характеристики. Протяженность 4950 м, ширина 87 м, мощности торфов 2,5 м, пласта — 1,3 м. Первичное содержание золота составляло в среднем 2000 мг/м^3 , остаточное до последней разработки — 872 мг/м^3. Линейная продуктивость составляла 103 кг/км, пробность 866. Гранулометрический состав золота (%): < 0,1 мм — 1,9 %; +0,1 ÷ –0,25 мм — 21,8; +0,25 ÷ –0,5 мм — 42,7; +0,5 ÷ –1,0 мм — 33,1; > 1,0 мм — 0,5 %. В среднем золотины имеют крупность менее 0,5 мм (66,4 %).

Лугиинская россыпь, отрабатывавшаяся с 1848 г. семь раз, характеризуется следующими параметрами. Протяженность ее при ширине 119–144 м составляет 9850 м. Первоначальное содержание золота 3000 г/м^3, остаточное до последней отработки в разных частях 542–686 г/м^3, линейная продуктивность 383 кг/км. Пробность золота 909. Гранулометрический состав золота (%): < 0,1 мм — 6; +0,1 ÷ –0,25 мм — 20,5; +0,25 ÷ –0,5 мм — 34,7; +0,5 ÷ –1,0 мм — 24,9; 1–2 мм — 6,5; > 2,0 мм — 7,4. Среднее содержание золотин крупностью менее 0,5 мм — 61,2 %.

Типичным примером геотехногенных россыпей является **Солкоконская** россыпь золота, расположенная в Забайкалье, в Нерчинско-Заводском районе Читинской области, отрабатывающаяся двумя многолитражными драгами. Россыпь открыта старателями в 1843 г. Она приурочена к современным аллювиальным отложениям долинного типа. Россыпь линейной формы, одноструйная и только в нижней части делится на две струи. Золото приурочено к нижним горизонтам галечников и верхней части коренных пород. Продуктивный пласт имеет ленточообразную форму. Длина его 4000 м при ширине в среднем 51 м, мощность 0,5–3,0 м, в среднем 1,7 м. Коэффициент вскрыши 1,2. Распределение золота неравномерное. Подстилающие горные породы плотные — граниты, гранодиориты верхнеюрского возраста. Торфа — почвенно-растительный слой, аллювиально-пролювиальные отложения (пески, суглинки, ил с включениями мелкообломочного полуокатанного материала) четвертичного возраста. Содержание золота в торфах от единичных знаков до 200 мг/м^3. Пески — аллювиальные (галечник с примесью гравия с песчано-глинистым заполнителем буровато-жел-

того цвета) и элювиальные отложения (горизонт дресвы и щебня с примесью песка и глины). Гранулометрический состав обломочного материала (в %): <10 мм — 40; 20–80 мм — 40–60. Золото в россыпи мелкое. Преобладающий вес золотин 0,18–2,2 мг. Форма плоская, дендрито-, проволочковидная. Цвет темно-бурый. Ситовый анализ золота (в %): частиц размером менее 0,1 мм — 3,35; 0,1–0,3 мм — 16,8; 0,3–0,5 мм — 36,18; 0,5–1,0 мм — 32,92; 1,0–3,0 мм — 7,98; 3,0–5,0 мм — 2,77. Содержание золота на пласт 652 мг/м^3, на массу 272 мг/м^3. Пробность — 867. В 1843–1857 гг. добыто 812 кг золота. Территориальной комиссией по запасам читинского геологического управления (ТКЗ ЧГУ) 13.02.1969 утверждены балансовые запасы по категории C_1 песков 1124 тыс. м^3, золота 306 кг со средним содержанием его 272 мг/м^3. В 1990 г. старательской артелью "Прогресс" из этой геотехногенной россыпи добыто песков 191 тыс. м^3, золота 73 кг. Расчетное содержание добытого золота составило 382 мг/м^3, что превышает данные разведки в 1,4 раза. По состоянию на 01.01.1991 балансом было учтено песков 309 тыс. м^3, золота 218 кг со средним содержанием 704 мг/м^3. Пробность золота 867. Содержание золотин крупностью менее 0,5 мм — 56,6 %.

Одной из крупных аллювиально-геотехногенных россыпей является **Средне-Борзинская**, располагающаяся в Нерчинско-Заводском и Калганском районах Читинской области. Описание ее приводится с использованием данных И.Р. Заворотных [Энциклопедия Забайкалья, 2006]. Открытая в 1875 г. старателями у р. Богомоловка, она интенсивно отрабатывалась в XIX — XX вв. и разведана была в 1957–1963 гг. До 1950 г., когда началась ее отработка комбинатом "Балейзолото", добыто 679 кг учтенного золота. Добыча с начала эксплуатации в советское время составила 4615 кг золота и 20 199 тыс. м^3 горной массы. Наряду с переработанной горной массой присутствуют остаточные целики.

Россыпь приурочена к аллювиальным отложениям р. Средней Борзи. Длина ее 75 км, ширина до 3 км. Установлено до четырех разновозрастных террас. К пойменным отложениям приурочена мелкозалегающая россыпь. Выделены участки: 1) Средне-Борзинская россыпь для дражной отработки; 2) борта и фланги Средне-Борзинской россыпи для раздельной добычи; 3) участок Кутомара, заглубленная россыпь в верховье р. Средняя Борзя. Известны три продуктивных пласта: 1) длиной 35 000 м и шириной 60–500 м, в среднем 159 м, мощностью 4,5–12 м, в среднем 5,5 м; 2) длиной 21 000 м, шириной 20–640 м, в среднем 210 м, мощностью 0,5–4,5 м, в среднем 1,5 м; 3) длиной 6104 м, шириной 15–310, в среднем 147 м, мощностью 0,2–4,5 м, в среднем 1,5 м. Пробность золота соответственно 890, 900 и 913. Россыпь, вытянутая с чередованием обогащенных участков. На участках расширения выявлено до пяти струй шириной 20–350 м.

В изученных сохранившихся на момент разведки ненарушенных разработками прошлых лет частях россыпи золотоносный пласт приурочен к нижнему слою современных буровато-серых галечников и верхнему горизонту разрушенных коренных пород. В верхней части россыпи — к древним зеленовато-серо-синеватым отложениям ("синякам"). Торфа — современные делювиальные суглинисто-супесчаные отложения и аллювиальные песчано-галечные с валунами и прослоями ила. Содержание золота до 350 мг/м^3. Плотик — граниты нижнего палеозоя, метаморфизированные глинистые сланцы, алевролиты, песчаники кембрия, песчаники юры, конгломераты раннего мела, зоны гидро-

термально измененных пород. В плотике местами содержание золота до 6,4 г/т, серебра до 26,16 г/т, свинца до 5,35 %, цинка до 3,51 %. Эти данные чрезвычайно важны для поисков на площади распространения россыпи ее коренного источника.

Пески представлены современными галечниками с примесью гравия, дресвы и песчано-глинистым заполнением, неоген-раннеплейстоценовыми песчано-галечными отложениями. Гранулометрический состав (в %): обломки крупные 200 мм — 1,2; 101–200 мм — 2,6; 81–100 мм — 3; 51–80 мм — 4,5; 21–50 мм — 10,6; 16–20 мм — 56; 10–15 мм — 7,4; менее 10 мм — 66,1. Этот же обломочный материал, но залегающий вне зависимости от гидродинамических законов седиментации, составляет и основу современной геотехногенной россыпи. Золото окатанное, полуокатанное, редко неокатанное, мелкое, золотисто-, темно-желтое. Ситовой анализ золота в среднем (в %): размером менее 0,1 мм — 0,16; 0,1–0,3 мм — 11,82; 0,3–0,5 мм — 36,36; 0,5–1,0 мм — 25,98; 1,0–3,0 мм — 23,8; 3,0–5,0 мм — 1,88. Остаточные запасы: в отвалах не менее 2242 кг золота, в неотработанных целиках не менее 2034 кг. Содержание золотин крупностью менее 0,5 мм — 48,34 %.

В Нерчинско-Заводском районе Читинской области находится еще одна, Чашино-Ильдиканская, геотехногенная россыпь золота, открытая в 1873 г. и интенсивно разрабатывавшаяся в прошлом. Детальные поиски и разведка проведены в 1979–1982 гг. Долина р. Чащино-Ильдикан имеет длину 25 км, ширину 400–1600 м, ясно выраженную пойму и две террасы высотой 5–7 м и 10–12 м над уровнем реки. Мощность рыхлых отложений 4–9 м. Коэффициент вскрыши 3. Распределение золота неравномерное, пески промывистые. Пробность золота 884 и 915. Россыпь линейной формы, не выдержана по ширине. Разведано два полигона. Колебания содержаний золота в пробах составляли 24–2000 мг/м^3. Золото мелкое, окатанное, полуокатанное, каплевидной, удлиненной формы, ситовый анализ золота (в %): частиц размером 0,1–0,3 мм — 20,64; 0,3–0,5 мм — 56,58; 0,5–1,0 мм — 15,4; 1,0–3,0 мм — 6,86; 3,0–5,0 мм — 0,52. Запасы по категории C_1 — песков 6126 тыс. м^3 (совместно с участком Казенный Ильдикан) и 1353 кг золота со средним содержанием его 229 мг/м^3. Пробность 884. Содержание золотин крупностью менее 0,5 мм — 76,22 %. Мощность песков 4,5 м. На 01.01.1991 оставалось балансовых запасов по категории C_1 — 4953 тыс. м^3 песков при мощности их 4,5 м, 1026 кг золота.

К числу крупных геотехногенных россыпей относится Шахтаминская. Она была одной из крупнейших в Читинской области. Россыпь находится в Шелопугинском районе. Состоит из ряда россыпей, находящихся в бассейне р. Шахтама, правого притока р. Унда. Включает собственно Шахтаминскую россыпь, залегающую в долине р. Шахтама, Большой Шахтаменок, Малый Шахтаменок, Кривой Шахтаменок в одноименных левых притоках Шахтамы, а также Кулиндинскую — в рыхлых отложениях одноименной пади в ее верховьях. Собственно Шахтаминская россыпь относится к террасово-долинному типу, Кулиндинская — к нагорному. Золотоносность в бассейне Шахтамы была открыта И.А. Павлуцким в 1848 г. (собственно Шахтаминская, по Большому и Кривому Шахтаменку), в 1878 г. — Кулиндинская и в 1948 г. — по Малому Шахтаменку. Кроме того, в Шахтаминском золотоносном районе с 1895 г. известна россыпь

Дыгыня, открытая старателями, Аленгуйская, выявленная в 1966 г., Синяха — в 1969 г. и Симуча — в 1981 г. Наиболее крупная из них, собственно Шахтаминская, периодически отрабатывалась с момента открытия до 1952 г. (к этому времени из нее добыто около 25 т золота), затем, в 1952–1961 гг., была произведена доразведка: запасы по состоянию на 16.12.1961 г. (протокол ГКЗ № 3541) по категориям A + B + C_1 составили 2338 кг. Россыпь стала вновь отрабатываться. По состоянию на 01.01.1991 г. по категориям B + C_1 для дражной и раздельной добычи запасы составили 3244,4 кг и к 2004 г. были отработаны. В настоящее время Шахтаминская система россыпного золота представляет собой крупный объект для повторной разработки, в том числе и дражным способом (табл. 5.1).

Источниками золота Шахтаминской системы россыпей были верхние и фланговые части Шахтаминского месторождения молибдена, в жильном материале которого всегда присутствует золото, особенно в сульфидах — пирите, галените, халькопирите. Концентрации его в сульфидах нижних частей жил, являющихся рудами молибдена, составляют в среднем 0,5–6 г/т. В верхних эродированных их частях, судя по содержанию в золотоносных кварцевых гальках, достигавшему десятки граммов на тонну, золото присутствовало в виде свободных от сульфидов зерен и мелких самородков. Рыхлые отложения, слагающие золотоносные пласты, являются аллювиально-коллювиальными. Они характеризуются плохой сортированностью песков и широким диапазоном гранулометрических характеристик. В 1930–1940-е годы отрабатывались погребенные и крупноглыбовые россыпи, требовавшие применения специальных методик и технологий добычи. Золотоносные пласты отличались прерывистостью и невыдержанностью содержаний золота. Общая протяженность системы россыпей более 20 км.

Таблица 5.1

Сведения о первичных и геотехногенных золотоносных россыпях в бассейне р. Шахтама

Россыпь	Сведения об эксплуатации		Сведения о геолого-разведочных работах и запасах	
	Годы отработки	Добыто золота, кг	Организация, годы	Запасы, по категориям, кг
Большой Шахтаменок	с 1848	Эксплуатировалась, данных нет	ПО "Забайкалзолото", 01.01.1951	B + C_1 — 466
Малый Шахтаменок	с 1948	Эксплуатировалась, данных нет	Трест "Забайкалзолото", 11.08.1975	Балансовые — 101, забалансовые — 26
	1990	47	Старательская артель "Байкал"	
Кривой Шахтаменок	с 1848	Эксплуатировалась, данных нет	Трест "Забайкалзолото", ТКЗ ЧГУ 11.08.1975	Балансовые A + B + C — 170
	1990	21	Геолбайкалзолото 01.01.1991 Старательская артель "Байкал"	A + B + C — 6
Кулиндинская	1878–1945	400	ПО "Забайкалзолото", 01.01.1991	Балансовые B + C_1 — 808
Дыгыня	1895–1948	400	"Балейзолото", 01.01.1991	C_1 — 334
Аленгуйская	1966–1991	56	ПО "Забайкалзолото", 01.01.1991	B + C_1 — 41

К числу геотехногенных первично-аллювиальных относится также россыпное месторождение **Большой Зерентуй**. Оно расположено в Нерчинско-Заводском районе. Открыто в 1890 г. и периодически разрабатывалось. В 1962–1967 гг. было разведано Горно-Зерентуйской экспедицией ЧГУ. Протяженность р. Большой Зерентуй (в долине которой находится месторождение) 28 км. Долина ее хорошо разработана, ширина 400–1000 м. Выделяются три надпойменные террасы, отложения которых слабо золотоносны. Золотоносный пласт приурочен к нижней части слоя галечников и к верхам элювия коренных пород. Россыпь в верхней части имеет три струи, в нижней сужается и переходит в одну вытянутую полосу. Длина золотоносного пласта 7008 м, ширина 40–100 м (средняя 85,4 м), мощность 1,5–3,5 м (средняя 2,5 м). Площадь 617 900 м^2. Торфа представлены песчано-глинистыми отложениями с прослоями ила, дресвы и щебня или гальки и редкими валунами. Они золотоносны и содержат Au от знаков до десятков миллиграммов на 1 м^3. Плотик представлен эффузивными породами мелового возраста: туфами, фельзит-порфирами и четвертичными базальтами, андезитами. Количество золота в плотике — от единичных знаков до сотен миллиграммов на 1 м^3, что указывает на залегание россыпи непосредственно на коренном источнике металла. Пески сложены галечниками с примесью гравия, сцементированы песчано-глинистым материалом. Валунистость незначительная (3–5 %). Гранулометрический состав песков (%): частиц < 10 мм — 48,8; 10–15 мм — 9,1; 16–20 мм — 12,2; 21–50 мм — 15,4; 51–80 мм — 8; 81–100 мм — 3,5; > 100 мм — 3. Наряду с золотом в россыпи встречаются циркон, ильменит, сфен, пирит, магнетит, монацит, шеелит. Ситовой анализ Au (%): частиц размером 0,1–0,3 мм — 20,06; 0,3–0,5 мм — 40,4; 0,5–1,0 мм — 30,55; 1,0–3,0 мм — 8,99. Золото мелкое, в основном окатанное, есть полуокатанное, реже остроугольное. Золотины лепешко-, комко-, дендритовидные. Цвет золотисто-желтый. Среднее содержание золотин крупностью менее 0,5 мм — 60,46 %. Содержание 125–250 мг/м^3, пробность Au 919. Балансовые запасы по категории C_1 песков — 126 тыс. м^3, Au — 1353 кг (при среднем содержании 261 мг/м^3), пробность 884. На 01.01.1991 числилось балансовых запасов по категории C_1 песков — 4953 тыс. м^3, Au — 1026 кг.

К числу террасово-долинных геотехногенных относится россыпь **Бошагоча**, расположенная в Газимуро-Заводском районе. Открыта в 1876 г. золотопромышленниками Нерчинского горного округа. Переоценена в 1976 г. Н.П. Самохиным (ЧГУ). Разрабатывалось с 1880 г. по 1937 г. и с 1993 г. Данных о добыче золота в прежнее время нет, а с 1993 г. драгоценного металла добыто 18 кг. Россыпь современная, аллювиальная, долинная, открытая. Выделены три участка: 1 — долина руч. Топкин (терраса) и нижняя часть долины р. Бошагоча — длина 2,6 км, ширина 20–311 м; 2 — верхняя часть долины р. Бошагоча — 5,5 км, ширина 29–78 м. Общая длина пласта 8100 м, средняя ширина 72 м, мощность 1 м. Пласт прерывистый, распределение Au в плане и по разрезу неравномерное, пески промывистые. Пробность золота 898. Мощность торфов 1,5–10,5 м (средняя 3,1 м). Плотик коренной, валунистый песчаник. Пески — гравийно-галечные отложения с песчано-глинистым заполнителем и элювий коренных пород. Золото мелкое (75 %), среднее (20 %), неокатанное (20 %), полуокатанное (60 %), окатанное (20 %), золотины изометричные (68 %) и упло-

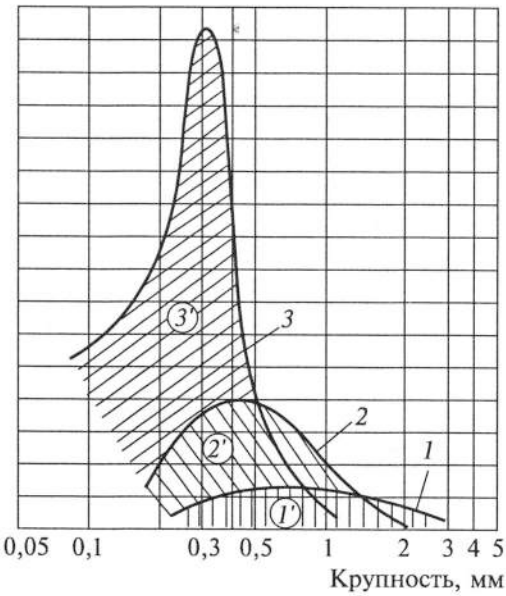


Рис. 5.2. Распределение золотин по классам крупности в хвостах обогащения на шлюзах (*1*, *2*, *3*) и относительная величина технологических потерь (*1'–3'*) [Золото Бурятии, 2004]

Россыпи с золотом: *1*, *1'* — крупным, *2*, *2'* — средней крупности, *3*, *3'* — мелким.

щенные (31 %). Среднее содержание золотин крупностью менее 0,5 мм — 76,46 %. Золотисто-желтый цвет с зеленоватым оттенком. ТКЗ ЧГУ 13.03.1997 утверждены балансовые запасы по категории C_1 песков — 590 тыс. м^3, Au 323 кг (среднее содержание 0,547 г/м^3). Прирост запасов возможен за счет левой террасы р. Бошагоча.

Анализ* данных исследований золотоносных песков разрабатывавшихся в XIX–XX вв. Карийских, Кручининских, Ундинских и других россыпей в Забайкалье показал, что в основном неизвлеченным оказывается мелкое золото (мельче 0,5 мм). Доля его составляет в среднем более 60 % от общей его массы, выявленной в пробах указанных геотехногенных россыпных месторождений. Это связано с тем, что гравитационными методами с использованием различных шлюзов наиболее полно извлекаются золотины крупнее 0,25 мм, а неизвлеченными в основном остаются золотины мельче 0,1 мм. При размерах 0,1–0,25 мм извлечение составляет 40–60 % [Золото Бурятии, 2004]. Распределение по классам крупности в технологических хвостах дано на рис. 5.2.

В изученных пробах установлены в единичных случаях мелкие самородки (до 2–3 мм), крупное золото встречается чаще в форме чешуйчатых, так называемых "плавучих" золотин толщиной до 0,02–0,05 мм, различного состава амальгам.

Установлены также комковидные, почкообразные, под микроскопом микросферолитовые или микрозернистые агрегаты золота величиной до 0,1–0,3 мм, в единичных случаях до 1,0 мм. Облик и внутреннее их строение позволяют предполагать, что они относятся к современным новообразованиям, о чем свидетельствует также и присутствие включений слоистых силикатов и углистого вещества.

Среднее содержание золотин крупностью менее 0,5 мм по рассмотренным геотехногенным россыпям составляет 63,69 % при среднеквадратичном отклонении 9,52 %. Эти данные говорят о незначительных различиях в содержаниях золотин этого класса крупности. Для сравнения приведем описание Больше-

* Проведен в лаборатории минералогии ЗабНИИ П.Е. Пашигоревой, С.А. Береговой и А.А. Лисовской под руководством Г.А. Юргенсона в 1980–1995 гг. (более 1500 шлиховых проб).

коруйской аллювиальной долинной россыпи золота (Калганский район Читинской области), открытой в 1970 г. и разведаной в 1981–1984 гг. По сводке И.Р. Заворотных [Энциклопедия Забайкалья, 2003], долина р. Большой Коруй имеет длину 40 км (р. Малый Коруй — 10 км), ширину 800–2000 м и три надпойменные террасы. Форма ее корытообразная. Мощность долинных отложений 9–15 м, увеличивается снизу вверх по долине. Золотоносный пласт приурочен к нижним горизонтам аллювия — верхней части делювия и литологически не выделяется. Россыпь линейно вытянутая и в плане приурочена к пойме. По длине, ширине и в вертикальном разрезе выявлено чередование слабозолотоносных участков с обогащенными. Выделены три участка: 1 — длина 464 м, ширина 700 м, запасы песков — 15,9 %, Au — 7,1 %; 2 — длина 2912 м, ширина 51 м, запасы песков — 68 %, Au — 88,7 %; 3 — длина 404 м, ширина 31 м, запасы песков — 15,2 %, Au — 4,2 %. Участки подготовлены для открытой раздельной отработки. Продуктивный пласт имеет длину 3780 м, ширину 14–104 м (средняя 52 м), мощность — 0,5–6,5 м (средняя 1,9 м), площадь 194 927 м^2. Мощность торфов 5–14,5 м (средняя 8 м). Коэффициент вскрыши 4,3 м. Торфа представлены илисто-глинистыми отложениями с песком и дресвой и гравийно-галечными отложениями с песком, дресвой, глиной. Запасы Au в торфах 0,3 %. Плотик представлен разрушенными гранитами и гранодиоритами юрского возраста, известняками и сланцами приаргунской серии юры. Пески представлены песчано-гравийно-галечным аллювием. Гранулометрический состав песков (%): частиц размером < 0,14 мм — 4,7; 0,14–0,315 мм — 3,2; 0,315–0,63 мм — 3,3; 0,63–1,25 мм — 5,3; 1,25–2,5 мм — 9,7; 2,5–5 мм — 23,1; 5–10 мм — 19,4; 10–20 мм — 16,3; 20–50 мм — 14,5; > 50 мм — 0,5. Ситовой анализ Au (%): частиц размером < 0,1 мм — ср. 0,63; 0,1–0,3 — 13,7; 0,3–0,5 мм — 35,9; 0,5–1,0 мм — 47,31; 1,0–3,0 мм — 2,46. Содержание Au в блоках 533–590 мг/м^3. Преобладает комковидное, полуокатанное золото желтого, золотисто-желтого цвета с неровной бугристой и шероховатой поверхностью. Пробность 918. Среднее содержание золотин размером менее 0,5 мм — 50,23 %. Балансовые запасы категории C_1 песков — 362,7 тыс. м^3, Au — 537,2 кг. По участку Малый Коруй учтены забалансовые запасы категории C_1 песков — 198,9 тыс. м^3, Au — 44,7 кг (содержание 225 мг/м^3), категории C_2 — 70,4 тыс. м^3 и 46,8 кг.

Сопоставляя величины содержания золотин крупностью менее 0,5 мм геотехногенных (63,69 %) и первичных (50,23 %) россыпей, можно определить, что они различаются несущественно. Доля относительно мелкого золота в геотехногенных россыпях всего на 21 % больше, чем в первичных.

Извлечение золота разной крупности различными обогатительными устройствами дано на рис. 5.3. Видно, что максимальное извлечение достигается при размерах золотин 0,5 мм и более. Извлечение дражными шлюзами золотин крупностью 0,5 мм достигает 90 %, а 0,25 мм — лишь 70 %. По обобщенным данным [Золото Бурятии, 2004] средняя крупность золота в песках геотехногенных россыпей составляет около 0,3 мм (рис. 5.4). Наибольший удельный вес имеют россыпи со средней крупностью зерен 0,3–0,4 мм, затем следуют россыпи со средним значением крупности 0,5–1,0 мм, и минимальное распростране-

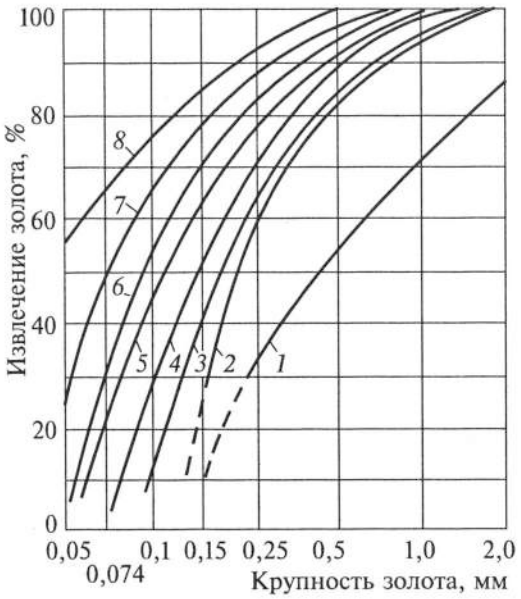


Рис. 5.3. Извлечение золота разной крупности при обогащении песков россыпных месторождений [Золото Бурятии, 2004].

1, *2* — шлюзы глубокого наполнения длиной 6 м, промприбор ПГБ — 1-1000 (*1*) и длиной 27 м ПГШ (*2*); *3* — шлюзы мелкого наполнения длиной 9 м; *4* — дражные шлюзы длиной 9 м; *5* — шлюзы с непрерывной разгрузкой концентрата (ШНРК); *6*, *7* — отсадочные машины длиной 2 м (*6*) и длиной 3 м (*7*); *8* — развитая технология обогащения.

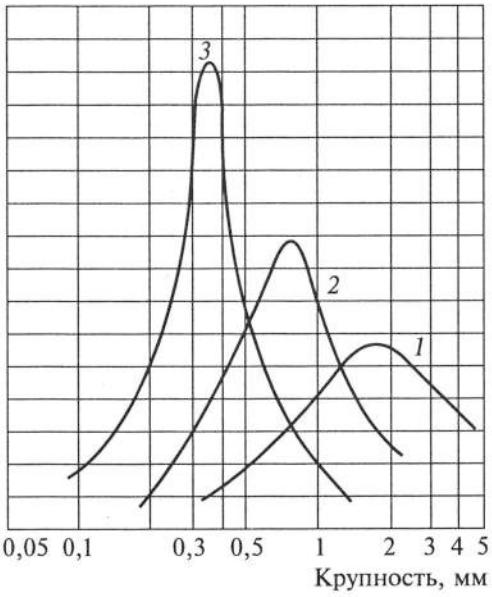


Рис. 5.4. Плотность весового распределения золота по классам крупности в песках россыпей (по: [Золото Бурятии, 2004] с изменениями).

Золото: *1* — крупное; *2* — средней крупности; *3* — мелкое.

ние имеют россыпи с максимальным развитием золотин 1–2 мм. Это обстоятельство требует разработки нового и усовершенствования известного аппаратурного оформления обогатительных установок на драгах.

5.1.6. О процессах укрупнения золотин в условиях геотехногенеза

Биогеохимические процессы. Сравнивая извлекаемость золотин крупностью более и менее 0,5 мм, следовало ожидать, что в отработанных россыпях доля золотин крупностью более 0,5 мм должна быть не выше 10–15 %. На самом деле она находится в пределах 23,36 — 51,66 %, в среднем составляя 36,31 %. Это свидетельствует о том, что после отработки россыпей и формирования отвального техногенного массива в нем происходит изменение гранулометрического состава золотин.

Возможность перераспределения золота и образования золотин в условиях геотехногенеза, в том числе в переотложенной горной массе разрабатывавшихся россыпей золота, подтверждают данные Е.Д. Коробушкина и В.Г. Гладкова [2001] об участии в этом процессе микроорганизмов. Например, важную роль как растворители золота играют продукты метаболизма бактерий — аминокис-

лоты и перекисные соединения. В частности, продукты жизнедеятельности природных штаммов *Bacillus cereus* и *B. subtilis* могут выщелачивать из сульфидов и их агрегатов до 50–80 % золота. В результате в природных водах может содержаться до 0,4–5,3 мкг/л, а в отельных случаях и 1,25 мкг/л золота. Оно может затем осаждаться на гидроксидных барьерах, таких как гетит, гидрогетит, псиломелан и др. Может также происходить активное поглощение золота биомассой микроорганизмов, создающих колониальные скопления. После их отмирания золото образует сначала тонкодисперсные скопления, а затем может сегрегироваться с появлением сначала аморфных, а затем и скрытокристаллических агрегатов. По данным Е.Д. Коробушкиной и др. [Зарождение..., 1989], кристаллы золота могут зарождаться и накапливаться непосредственно в клетке, например, дрожжей. Размеры частиц золота находятся в пределах от нескольких нанометров до 45 мкм. Видимое самородное золото по Е.Д. Коробушкиной и В.Г. Гладкову [2001] наблюдалось в биомассе железобактерий и их оруденелых клетках как в виде комочков, так и таблитчатых и изометричных кристалликов. В россыпях в довольно широком диапазоне как положительных, так и отрицательных температур ($-4 \div -16$ °C) под действием *Tiobacillus ferroxidans* и *T. thiooxdans* разлагаются сульфиды с высвобождением золота, распределение которого может контролироваться их присутствием, создающим определенную геохимическую среду, а также *Bacillus cereus* и *B. subtilis*. Участки концентрирования золота находятся на границах аэробных и анаэробных условий, где реализуется активное изменение поведения азота, железа, марганца, серы и золота при участии тионовых, сульфатредуцирующих, железобактерий и других микроорганизмов.

Процесс перехода в подвижное состояние, миграция и концентрирование золота в условиях геотехногенеза с участием биоты имеет стадиальный характер (табл. 5.2).

Переход золота в миграционное состояние и его последующее отложение на геохимических барьерах является важным фактором укрупнения мелкого

Таблица 5.2

Стадийность преобразования золотосодержащих минеральных ассоциаций в зоне геотехногенеза с участием биоты (использованы данные Е.Д. Коробушкиной, В.Г. Гладкова [2001])

Объект изменения, процесс	Сообщества микроорганизмов, другие агенты	Содержание золота в биомассе, г/т
Первичные сульфидные руды, минеральные ассоциации в обломочном материале россыпей	Органотрофные микроорганизмы, тионовые бактерии	До 0,3
Миграция: окисление и выщелачивание	Тионовые, в том числе хемолито- и органотрофные бактерии, Fe^{3+}, H_2SO_4, комплексы-полилитионаты, Eh от 120 до (+760 мВ), pH 1,7–2,2	4,5–15,0
Концентрирование, золотое обогащение, сегрегация золотин	Железобактерии, микроскопические грибы	30–49
Концентрирование, золотосульфидное обогащение, формирование и кристаллизация золотин	Сульфатредуцирующие бактерии, тионовые бактерии, Eh менее 120 мВ	70–120

золота за счет дорастания его индивидов, а также возникновения гипергенных сростков извлекаемого самородного золота из геотехногенных россыпей.

Преобразование амальгам. Изучение золото- и серебряно-ртутных амальгам, выполненное рядом исследователей (И.Н. Плаксин, М.А. Кожухова, Дж. Тамман, Ф. Арнтц, Л. Мортийе, А.А. Оболенский, Д.М. Шестернев, С.Б. Татауров и др.), показало, что они представляют собой довольно устойчивое химическое соединение, широко развитое не только в продуктах передела руд цветных и благородных металлов, но и в природных минеральных ассоциациях, а также отвальных хвостах разработки как коренных, так и россыпных месторождений золота. А.А. Оболенский с соавторами [1995], рассматривая проблему природных амальгам, пришли к выводу о том, что содержание ртути в амальгамах природного и техногенного происхождения варьирует примерно в одних и тех же пределах (табл. 5.3).

Д.М. Шестернев и С.Б. Татауров [2003] рассмотрели состав и строение, условия нахождения и распространенность амальгам в геотехногенных месторождениях золота, образовавшихся на протяжении более чем 150-летнего периода разработки золотоносных россыпей. Они показали, что эволюция амальгам происходит как при обычных температурных условиях, так и в зоне криоминералогенеза.

Амальгамы формируются в результате взаимодействия ртути (Hg) и металлов (M). В зависимости от механизма взаимодействия M—Hg выделяют три основные модели строения амальгам — атомарную, ионную и интерметаллидную [Коршунов, 1990].

В атомарной модели соединение атомов M—Hg имеет ближний порядок взаимодействия. Образование атомарных амальгам происходит преимущественно на больших глубинах, в активных тектонических и вулканогенных зонах земной коры.

Ионная модель имеет структуру, являющуюся совокупностью ионной базы металла M^{z+} и коллективизированных электронов. Полагают, что при растворе-

Таблица 5.3

Вариации содержания ртути в различных природных и геотехногенных золотосодержащих амальгамах

Минерал	Химическая формула	Содержание Hg, определенное в минерале, %
Амальгамы природные (по данным Н.А. Оболенского и др. [1995])		
Ртутистое золото	α-Au_{1-x} Hg_x	15,8
Вейшанит	$(Au, Ag)_3Hg_2$	39,9
Амальгама золота	γ_2-Au_2Hg_3	60,6
γ-Амальгама золота	γ_1-(Au, Ag)Hg	53,2
Амальгамид золота и серебра	β-$(Au, Ag)_3Hg$	34,1
Амальгамид золота	Au_2Hg	35,3
Звянгицевит	$(Pd, Pt, Au)_3(Pb, Sn)$	0,87
Амальгамы геотехногенные [Шестернев, Татауров, 2003]		
Амальгама золота	?	75,93
Амальгама золота	?	67,5
Амальгамид золота	?	41,83
Ртутистое золото	?	14

нии M в Hg происходит полная его ионизация, в результате которой становится возможным полный переход валентных электронов M в зону проводимости Hg. В результате катионы M^{z+} приобретают заряд, преимущественно равный номеру группы Периодической системы. Однако иногда заряды катионов приобретают более низкие значения в сравнении с номером группы Периодической системы. На качественном уровне как развитие ионной модели рассматривается возможность существования ионно-сольватационной модели амальгамы. Она основана на гипотезе о том, что катионы M^{z+} сольватируются (гидраргируются) аналогично растворению электролита в воде [Коршунов, 1990].

Наиболее распространенной в настоящее время является интерметаллидная модель (ИММ). В ней "ближний порядок" абсолютизируется. При этом принимается практически за аксиому, что в жидкой амальгамной фазе существуют псевдомолекулы ИММ, диссоциирующие по схеме:

$$MHg_m \text{ (тв)} \leftrightarrow MHg_m \text{ (в ртути)} \leftrightarrow M + m\text{Hg}. \quad (5.1)$$

В геотехногенных месторождениях золота Забайкалья наиболее часто структурообразующими амальгаму металлами являются свинец, серебро и золото. Пробирный анализ амальгам одного из этих металлов показал, что в их составе могут быть и смеси. Содержание золота в смесях варьирует от десятых долей до первых процентов [Шестернев, Татауров, 2003] (табл. 5.4).

Соотношение Hg и других примесей, а также условия и механизм образования амальгам предопределяют существенные различия их состава и структуры. По данным Д.М. Шестернева, С.Б. Татаурова [2003] в амальгамах геотехногенной россыпи золота Горохон содержание ртути изменяется от 70–80 до 15–20 %; в качестве примесей в амальгамах присутствуют амфиболы, кварц, циркон, турмалин, пирит, магнетит, гематит, гетит и гидрогетит, монацит и другие минералы. Их содержание варьирует от единичных знаков до 1,0–5,6 %. В ряде проб присутствуют частицы (0,1–0,2 мм) амальгамированного железа. С уменьшением концентрации ртути в амальгамах число включений увеличивается и достигает наиболее высоких значений при переходе их в твердое состояние. Кроме того, содержание ртути в геотехногенных амальгамах, изменяясь в значительных пределах, несомненно, влияет на структуру и определяет их фазовый состав.

Золотосодержащие амальгамы, изученные Д.М. Шестерневым и С.Б. Татауровым [2003], имеют неправильную форму, стально-серый цвет, металличе-

Таблица 5.4

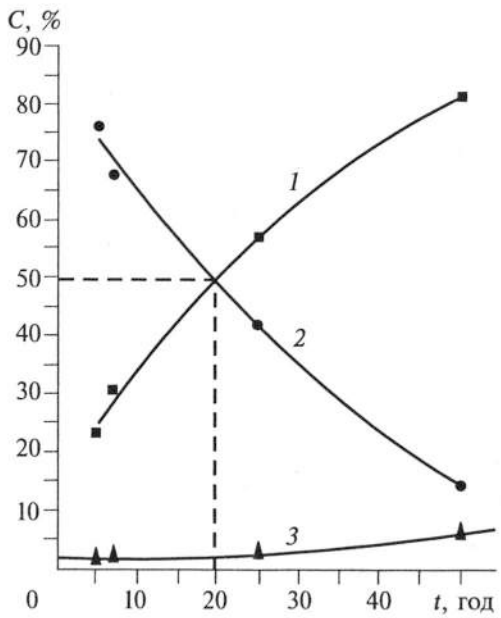
Некоторые свойства амальгам геотехногенного месторождения Горохон [Шестернев, Татауров, 2003]

Амальгама	Форма, цвет	Масса анализируемого зерна, мг	Масса золота в зерне, %	Содержание золота, % от общей массы зерна
Свинецсодержащая	Шарообразная, стально-серая	27,10	0,06	0,22
Серебросодержащая	Неизометричная, матовая	16,06	0,47	2,93
Золотосодержащая		32,10	26,19	81,6

ский блеск, ровные, но изрезанные края. Их поверхность мелкоячеистая, шероховатая, реже — гладкая. Шероховатость поверхности усложняется присутствием включений кристаллов кварца, циркона, граната, оксидов и гидрооксидов железа в виде пленок и налетов.

Амальгамы геотехногенных россыпей золота, расположенных в долинах рек Горохон (Читинский район) и Курлея (Газимуро-Заводский район) в Читинской области, при содержании ртути более 75 % находятся в жидком состоянии, от 50 до 20 % — в гетерогенно-жидком и менее 20 % — в твердом. Содержание золота в геотехногенных амальгамах различно и зависит от их агрегатного состояния. В жидких (ионная форма) содержится до 22,89 % золота, в гетерогенно-жидких (интерметаллидная форма) — 30,37 % и в твердых (атомарная форма) — 80,44 % [Шестернев, Татауров, 2003].

Амальгамы в техногенных образованиях вследствие периодически меняющихся природных условий подвергаются воздействию климатических и минералого-геохимических факторов. Прежде всего это отражается на их составе и структуре. Как показали Д.М. Шестернев и С.Б. Татауров [2003], золотосодержащие амальгамы в зоне криоминералогенеза уже в первые пять лет после формирования отвалов потеряли в среднем около 10–20 % ртути, в течение последующих 20–30 лет еще около 45 %, а к 50 годам их преобразований потери составили около 80 %. Соответственно возрастало содержание золота в амальгамах. При этом заключенные в амальгаме твердые примеси мелкообломочных минералов также высвобождаются, обусловливая повышение содержания золота в твердом губчатом ртутно-золотом агрегате. Время полного освобождения золота от ртути, по расчетам указанных авторов, составляет примерно 50–60 лет. Трансформация амальгамы в агрегат золота во времени представлена на рис. 5.5.



Изложенные выше новые данные о старении и преобразовании золотосодержащих амальгам в процессе геотехногенеза указывают на целесообразность изучения минерального состава геотехногенных россыпей для их выявления, определения действительной роли в запасах и изучения стадии трансформации с целью учета при оценке промышленной значимости предполагаемого объекта дражной разработки.

Рис. 5.5. Взаимосвязь между содержанием компонентов в золотосодержащей амальгаме и длительностью геотехногенеза (по: [Шестернев, Татауров, 2003] с изменениями).

1, 2, 3 — Au, Hg, минеральные примеси соответственно.

5.1.7. О механической миграции золота в геотехногенных россыпях

О механизме миграции золота в составе глинистых комков и окатышей, образующихся в процессе разработки глинистых россыпей, известно достаточно давно из практики добычи золота [Макаров, 2001; Шило, 2002; и др.]. Максимальный выход глинистых окатышей характерен для дражной разработки россыпей. Это связано с тем, что грохочение песков происходит в дражных бочках, представляющих собой аналог барабанного грохота. В этих условиях куски влажного глинистого материала легко окатываются, не отдавая заключенное в них раскрывшееся золото, и захватывая свободное. В.А. Макаров [2001] указывает на нелинейную связь между содержанием глины, числом и массой окатышей в подрешеточном продукте и потерями металла. Попадающие в эфельный отвал глинистые окатыши распределяются в нем более или менее равномерно, в дальнейшем под действием атмосферных осадков и талых вод они размываются, а в летнее сухое время года выветриваются. В зимний и зимне-весенний малоснежный период окатыши обезвоживаются, рассыпаются в тонкий алевритопелитовый порошок и развеваются ветром. Освобождающийся шлиховой материал накапливается в пониженных участках геотехногенного рельефа, в межотвальном пространстве, а затем покрывается алевритопесчаным материалом и захоранивается.

В надрешеточном материале, где остается галька, также накапливаются крупные глинистые окатыши, соразмерные с нею, содержащие закатанные в глину минералы тяжелого шлиха. Окатыши могут составлять до 20 % отвала, их количество зависит от ряда технологических факторов, а именно: от степени коэффициента заполнения черпаков, скорости черпания и вращения дражной бочки, времени грохочения и др. Крупные глинистые окатыши скатываются с гребней галечных отвалов и скапливаются в западинах между соседними валами хвостов дражной разработки. В практике дражной разработки глинистых россыпей выявлено, что наиболее подвижны крупные окатыши, диаметр которых в 3–5 раз превышает величину среднего размера галечной фракции.

Крупные окатыши особенно интенсивно подвергаются разрушению под действием разрыхляющего действия льда во время фазовых переходов вода — лед за счет увеличения объема воды на 9 %. При этом в равной мере разрушаются окатыши, как скатившиеся к подножию вала, так и находящиеся на нем. Псаммит-пелитовый материал, а также освобождающееся при этом золото, заполняют полости между гальками, проникая в глубь вала.

В условиях геотехногенеза в отвальных хвостах нисходящая миграция неизвлеченных платиноидов, золота и других тяжелых минералов в их нижние части происходит в гравитационном поле практически постоянно, но усиливается в весенне-летний период под действием временных водных потоков, размывающих отвалы. Так образуются геотехногенные скопления минералов тяжелого шлиха, чередующиеся с относительно безрудным эфельным или галечным материалом.

Подготовка к освоению геотехногенных месторождений должна включать достаточно детальное доизучение гранулометрического состава платиноидов,

золота и других минералов тяжелого шлиха с целью разработки оптимального технологического комплекса гравитационных методов его извлечения.

Поскольку граничные пределы размеров частиц полезных компонентов и их формы определяют возможность извлечения гравитационными методами, необходимо совершенствовать методы прогноза времени созревания геотехногенных россыпей вследствие активного воздействия на этот процесс микроорганизмов в зоне криоминералогенеза в условиях интенсивного кислородно-азотного обмена, а также образования нового извлекаемого золота вследствие преобразования золотосодержащих амальгам.

Изучение и оценка золотоносности геотехногенных россыпей, тонкого золота во всех промышленно-генетических типах россыпных месторождений и продуктах их разработки, оценка ресурсов тонкого золота в россыпях и продуктах их разработки, совершенствование технологии извлечения тонкого золота представляются одним из важнейших условий решения проблемы повышения эффективности дражной разработки россыпей.

В настоящее время по перспективности обнаружения новых россыпных месторождений на одном из первых мест стоят россыпи тектонических уступов. Затем следуют россыпи традиционные, неглубоко залегающие, и россыпи так называемого гидрогенного типа, генезис которых неясен. Геотехногенные россыпи относят к важнейшему типу с известным положением в пространстве.

5.2. Характеристика методик переоценки запасов геотехногенных россыпей

Для уменьшения затрат на повторные геолого-разведочные работы и ускорения оценки запасов геотехногенных россыпей делались попытки анализировать данные геологической разведки и результаты фактической добычи, а на их основе делать заключение о количестве заключенного в них ценного компонента. В пределах каждой геотехногенной россыпи можно выделить четыре основных элемента: галечные и эфельные отвалы, внутриконтурные целики, целики в бортах полигона, участки с недоработанными песками.

С использованием результатов эксплуатации становится возможным более достоверно оценить разрабатывавшуюся россыпь. Оценку запасов внутриконтурных и бортовых целиков, участков с недоработанными песками можно проводить с применением действующих методик для целиковой россыпи, распространяя на эти элементы природно-техногенной россыпи уточненные после разработки характеристики отработанной россыпи и соответствующие коэффициенты на разведку. Очевидно, с помощью совместной обработки геолого-разведочных и эксплуатационных данных можно получить исчерпывающую информацию об эксплуатировавшейся россыпи и об образовавшейся геотехногенной.

Проводившаяся экспедицией "Уралзолоторазведка" по заданию ПО "Уралзолото" работа по переоценке запасов дражных отвалов на Среднем Урале предусматривала учет всех имеющихся забалансовых запасов и результатов доразведки с полным пересчетом запасов в отработанных частях россыпей (дражных

отвалов и т.д.) при различных вариантах бортового лимита. Запасы на площадях неотработанных целиков подсчитывались линейным методом. Оценка запасов дражных отвалов производилась по следующей методике:

1. Сопоставление данных отработки россыпи и переработки отвалов.

2. Сопоставление в контурах фактической отработки данных разведки и эксплуатации с учетом геолого-геоморфологических особенностей строения россыпей.

Выход металла при переработке отвалов составил 38 % к первоначально извлеченному, среднее содержание составило 40 % к исходному.

Подсчет запасов золота путем сопоставления данных разведки и эксплуатации по методике А.К. Сидоренко проведен ПО "Забайкалзолото", давшим промышленную оценку дражных отвалов по россыпи долины р. Любовь по следующей схеме:

1. Подсчет объемов горной массы и металла в контуре дражной разработки по разведочным данным в пределах каждого укрупненного блока.

2. Подсчет фактически добытой горной массы и металла по данным геолого-маркшейдерской документации, включая переработку данных отвалов.

3. Определение эксплуатационных коэффициентов, которые характеризуют результаты отработки россыпи и перемыва отвалов (производимых дважды) путем сопоставления результатов эксплуатации с данными разведки.

4. Установление вероятного фактического содержания и мощности для каждого блока с учетом вторичной переработки.

5. Вычисление поправочных коэффициентов к данным разведки для определения остаточных запасов металла в отвалах путем сопоставления вероятных мощностей и содержаний с мощностями и содержанием по разведке.

6. Определение вероятных объемов горной массы и металла в недрах по данным разведки с поправочным коэффициентом на намыв.

7. Определение запасов металла в дражных отвалах как разности вероятных запасов в недрах и фактической добычи.

Эксплуатационные коэффициенты по металлу в контурах фактической отработки по укрупненным блокам колебались от 0,5 до 4,4 при среднем значении 1,45. Сходимость по металлу в обоих вариантах удовлетворительная, но из них проще и предпочтительнее первый, основанный на фактических материалах по переработке дражных отвалов.

Наиболее совершенный подход, по нашему мнению, к оценке остаточных запасов россыпей выполнен В.В. Чемезовым [1980] и В.Н. Константиновым [1986]. На основе этих исследований составлены временные методические указания по оценке остаточных запасов техногенных россыпей мелкозалегающих дражных полигонов.

Предложенный методический подход предполагает не только простое сравнение количества извлеченного материала из россыпи с его количеством по данным геолого-разведочных работ, но и проведение комплексного анализа величин, входящих в расчет поправочного коэффициента, коэффициентов технологических и эксплуатационных потерь.

Согласно методике, вероятные запасы металла в россыпи ($Q_в$) составляют:

$$Q_в = K_п Q_р, \tag{5.1}$$

где $Q_р$ — запасы металла по данным разведки; $K_п$ — поправочный коэффициент.

Поправочный коэффициент $K_п$ предлагается определять по формуле

$$K_п = K_{впн} \frac{(1 - K_т)}{(1 - K_о)}, \tag{5.2}$$

где $K_{впн}$ — вероятный коэффициент полного намыва; $K_т$ — величина технологических потерь на единицу добытого металла; $K_о$ — относительная величина потерь в отбитом состоянии.

Остаточные запасы металла в россыпи ($Q_о$) определяются по формуле

$$Q_о = Q_в - Q_и, \tag{5.3}$$

где $Q_и$ — количество добытого из россыпи металла.

Для оценки возможности повторной отработки россыпи драгой определяются остаточные запасы полезного компонента, извлекаемые драгой ($Q_{ио}$):

$$Q_{ио} = Q_р K_{впн} + Q_и(K_о + K_т K_и K_{ии} - 1), \tag{5.4}$$

где $K_{ии}$ — коэффициент извлечения металла технологической схемой драги из отвалов.

Последовательность определения величины остаточных запасов следующая:

1. Выявляется участок россыпи с наиболее полной выемкой запасов и устанавливается вероятный коэффициент полного намыва.
2. Определяется величина потерь в отбитом состоянии.
3. Вычисляется величина технологических потерь на единицу добычи.
4. Устанавливается коэффициент извлечения металла технологической схемой драги из отвалов.
5. Определяются эксплуатационные потери в массиве.
6. Рассчитывается поправочный коэффициент.
7. Подсчитываются остаточные запасы.

Данная методика содержит комплексный подход к определению величины остаточных запасов геотехногенных россыпей с учетом всех составляющих ее компонентов. Очевидна и достаточно высокая точность методики при условии проведения всего объема заверочных работ. Недостатком ее является ограниченность применения при прогнозировании полноты отработки природных россыпей, а также при текущем планировании горных работ на геотехногенных россыпях геолого-маркшейдерскими службами приисков.

Не приводятся рекомендации по определению вероятных величин используемых коэффициентов ($K_о$, $K_и$, $K_{ии}$) в зависимости от содержания глины в россыпи и гранулометрического состава полезного компонента. Проведение же комплексного опробования дражных отвалов, бортов разрезов и плотика россыпи весьма трудоемко и не всегда может быть выполнено участковыми службами.

5.3. Усовершенствованная методика переоценки запасов геотехногенных россыпей

Использование аналитических зависимостей технологических потерь от глинистости россыпи, эффективности дезинтеграции песков, крупности металла позволяет значительно усовершенствовать методику, расширить границы ее применения [Костромин, Позлутко, 1996].

Величина технологических потерь полезного ископаемого зависит от вида обогатительного оборудования, промывистости песков, гранулометрического состава песков и других факторов и имеет сравнительно небольшие колебания в период эксплуатации россыпи. Необходимо отметить, что в связи с недостатком рабочей силы, а также средств, технологическое опробование проводится нерегулярно, а достоверность результатов опробования вызывает сомнения.

В связи с вовлечением в разработку все большего числа глинистых россыпей увеличился объем исследований влияния содержания глины в песках на обогатительный процесс. Многие авторы [Матвеев, Волкова, 1981; Кисляков, 1988; Морозов, 1989] на основе результатов опробования и по данным моделирования предлагают аналитические зависимости определения технологических потерь металла от содержания глинистых частиц в россыпи или технологической воде. Такой подход к решению проблемы позволяет широко использовать вычислительную технику при разработке методического обеспечения остаточных запасов металла.

По данным исследований А.А. Матвеева, В.М. Волковой [1981] потери металла на шлюзах возрастают с увеличением содержания глинистых отложений в россыпи и концентрации взвешенных веществ в технологической воде по следующей зависимости:

$$П_ш = (0{,}185C_{гл} - 0{,}172)S^{0{,}458+\frac{1{,}4314}{C_{гл}}}, \qquad (5.5)$$

где $C_{гл}$ — содержание глинистых отложений в россыпи, %; S — концентрация взвешенных веществ в воде, подаваемой на размыв горной массы, г/л; $П_ш$ — относительные потери металла на шлюзах, %.

В работе не приведены зависимости неизбежных технологических потерь металла в галечных отвалах.

В работах В.Н. Морозова [1989] рассматривается зависимость эффективности дезинтеграции песков от содержания глины в забое:

$$Э_{гл} = 35{,}7 - 0{,}3\,C_{гл}, \qquad (5.6)$$

где $Э_{гл}$ — эффективность дезинтеграции глинистых песков, %;
$C_{гл}$ — содержание глинистых частиц в забое крупностью — 0,005 мм, %.

Потери металла с галечными отвалами предлагается определять по выражению

$$П_г = 0{,}58\,C_{гл} - 5{,}6, \qquad (5.7)$$

где $П_г$ — потери металла с галечными хвостами, %.

Повышение эффективности дезинтеграции песков, с одной стороны, уменьшает потери с галечными отвалами, а с другой — увеличивает содержание глинистого материала в технологической воде, что приводит к высоким потерям металла с эфельными хвостами.

Содержание глинистых частиц в технологической воде в зависимости от глинистости россыпи и эффективности дезинтеграции определяется по уравнению:

$$З_в = 22{,}97 + 1{,}17Э_{гл} - 1{,}9C_{гл} - 0{,}0088Э^2_{гл} + 0{,}019Э_{гл}C_{гл} + 0{,}0425C^2_{гл}, \quad (5.8)$$

где $З_в$ — загрязненность технологической воды на шлюзах, г/л.

Исследование закономерности изменения загрязненности воды на шлюзах и установленные зависимости потерь металла с хвостами обогащения позволило автору определить корреляционную связь между потерями металла, степенью дезинтеграции песков и содержанием глины в забое:

$$П_о = -4{,}1 + 2{,}2Э_{гл} + 0{,}37C_{гл} - 0{,}03235Э^2_{гл} - 0{,}061Э_{гл}C_{гл} + 0{,}028C^2_{гл} + \\ + 0{,}00013Э^3_{гл} + 0{,}00046Э^2_{гл}C_{гл} + 0{,}00029Э_{гл}C^2_{гл} - 0{,}00036C^3_{гл}, \quad (5.9)$$

где $П_о$ — потери металла с хвостами обогащения, %.

В.Е. Кисляков [1988] на основе промышленных исследований по изучению влияния загрязненности воды на шлюзах на потери металла с эфелями рекомендует следующие зависимости:

$$П_{ок} = 10^{(-15{,}8+0{,}374З_в+0{,}65Г)\cdot 10^{-2}}, \quad (5.10)$$

$$П_ш = \frac{10^3}{(271{,}05 + 0{,}523З_в - 0{,}009З^2_в)}. \quad (5.11)$$

Здесь $П_{ок}$ — потери металла на шлюзах с промытыми эфельными фракциями, %; Г — содержание глины с окатышами; $З_в$ — загрязненность технологической воды на шлюзах, г/л.

При $З_в < 85$ г/дм^3

$$Г = 10^3 / (46{,}4287 - 0{,}1232З_в - 0{,}0003З^2_в). \quad (5.12)$$

При $З_в > 85$ г/дм^3

$$Г = (1159{,}546 - 20{,}916З_в + 0{,}2063З^2_в). \quad (5.13)$$

В работах В.П. Мязина и Е.К. Загировой [1978] рассматривается зависимость эффективности дезинтеграции песков от содержания глины в забое:

$$Э_{гл} = 35{,}7 - 0{,}3C_{гл}, \quad (5.14)$$

где $Э_{гл}$ — эффективности дезинтеграции глинистых песков, %; $C_{гл}$ — содержание глинистых частиц в забое крупностью 0,005 мм, %.

Потери металла с галечными отвалами предлагается определять по выражению:

$$П_г = 0{,}58C_{гл} - 5{,}6, \quad (5.15)$$

где $П_г$ — потери металла с галечными хвостами, %.

Технологические потери на шлюзах в зависимости от содержания глинистых частиц в воде равны

$$П_ш = 5{,}77 - 0{,}025 \cdot З_в + 0{,}0004 \cdot З_в^2 - 0{,}0000008 \cdot З_в^3. \quad (5.16)$$

Отмечается уменьшение эффективности диспергирования глины в барабанном грохоте с увеличением твердого в воде, подаваемой на размыв.

При оценке величины технологических потерь рекомендуется учитывать не только влияние на извлечение золота физико-механических свойств глинистого цемента золотосодержащих песков, но и в обязательном порядке форму и размер зерен полезного компонента по классам крупности в исходном продукте.

Таким образом, на основании указанного выше, можно внести дополнения в методику определения остаточных запасов полезного ископаемого [Костромин, Позлутко, 1990, 1996].

1. Выявляется участок с наиболее полной выемкой песков и устанавливается вероятный коэффициент полного намыва.

2. Определяется величина потерь песков в отбитом состоянии.

3. Определяется величина технологических потерь полезного ископаемого на единицу добычи с использованием аналитических зависимостей, учитывающих глинистость россыпи, эффективность дезинтеграции песков, крупность ценного компонента.

4. Вычисляется коэффициент извлечения полезного компонента технологической схемой драги также с учетом вышеуказанных факторов.

5. Определяются эксплуатационные потери песков с помощью ранее рассмотренных методик нахождения потерь в межшаговых и межходовых целиках.

6. Рассчитывается поправочный коэффициент.

7. Подсчитываются остаточные запасы полезного ископаемого в геотехногенных и природно-техногенных россыпных месторождениях.

5.4. Гипотеза зависимости извлечения металла от климатических и погодных условий

Порода, вынутая из массива, укладывается в галечный и эфельный отвалы слоями в порядке, обратном их расположению в россыпи. Последним обычно отсыпается слой с более богатым содержанием ценного компонента, где в случае потерь наблюдается наибольшая концентрация металла. Под воздействием солнца, суточных и сезонных изменений температуры, атмосферных осадков и физико-химического влияния ветра глина разрушается на более мелкие составляющие и освобождает ценный компонент, что приводит к увеличению извлечения при повторной разработке россыпи.

По высоте эфельного отвала ряд исследователей, например В.А. Кудряшов и В.В. Чемезов [1980], отмечают фракционирование материала по высоте. Причем в верхней части размещаются более крупные частицы с постепенным уменьшением их размера от поверхности, а в нижних слоях залегает илистый материал, поэтому концентрация металла будет наблюдаться вблизи участка сброса эфелей, т.е. в верхних слоях отвала.

Данная закономерность подтверждается результатами опробования отвалов ряда россыпей. Это позволяет рассматривать вопрос о целесообразности драгирования нижней части эфельных отвалов при повторной разработке полигонов, что дает возможность снизить разубоживание, а уменьшение эфельного материала в дражной бочке улучшает процесс дезинтеграции, повышает извлечение металла.

Характер образования и величина наиболее существенных эксплуатационных потерь в межшаговых и межходовых целиках рассмотрены в главе 3. При неправильном ведении горных работ образуются потери в углах разреза при повороте драги, однако величина их незначительная. Потери песков в бортах россыпи возникают в результате неправильного оконтуривания полигона и некачественного эксплуатационного опробования, а кроме того — в результате нарушения порядка отработки россыпи или высоком поднятии плотика в увальной части, затрудняющем доступ драги к границе промышленного контура. Эти потери песков при верном выборе системы разработки, правильной организации работ, соблюдении правил технической эксплуатации месторождения могут быть минимальными.

Потери от просыпания песков из черпаков в основном образуются при разгрузке в завалочный люк. Величина этих потерь незначительна. Большая часть их обычно ликвидируется подчерпаковым уловителем, находящимся в хорошем техническом состоянии.

При проведенных нами исследованиях повторной разработки геотехногенных россыпей в ПО "Забсибзолото" (иногда четырех-, шестикратной) было установлено, что извлечение металла из галечного отвала зависит от следующих факторов: периода времени от момента разработки целиковой россыпи до повторной; климатических изменений в этот период; погодных условий, предшествовавших непосредственно повторной разработке [Костромин, Позлутко, 1996].

Зависимость извлечения ценного компонента от периода времени от момента разработки целиковой россыпи до повторной довольно сложная. В некоторых случаях просматривается почти прямая зависимость: чем больше промежуток времени между предыдущей и последующей разработками, тем выше извлечение металла. Это можно объяснить тем, что глина со временем под действием солнечной активности разрушается на мелкие частицы, металл высвобождается от сцепления и улавливается обогатительными приборами. В других случаях такая закономерность проявляется не совсем явно. Здесь, как уже было сказано выше, вероятно, играют важную роль и другие причины, в частности климатические изменения в этот период. Если между предыдущей и последующей разработками выпало мало осадков, было много солнечных и ветреных дней, колебания температуры были значительные, то извлечение полезного ископаемого будет больше, и наоборот. Если стоит сухая ветреная погода, то извлечение будет выше, и наоборот — при влажной дождливой погоде извлечение уменьшается. Существенное значение имеют также рассмотренные выше процессы дорастания золотин, увеличения их размеров.

Выявленная закономерность требует дальнейших всесторонних исследований для установления влияния всех возможных факторов на извлечение драгоценного металла из галечных отвалов.

Повышению извлечения металла при разработке природной россыпи и, следовательно, уменьшению объема геотехногенных россыпей будет способствовать обработка массива месторождения реагентами-диспергаторами.

Предлагается также при разработке высокоглинистых россыпей подавать реагенты-диспергаторы непосредственно в дражную бочку. В этом случае упрощается технология подготовки геотехногенных россыпей к драгированию. Реагент поступает и равномерно распределяется сразу по всей массе галечных и эфельных отвалов, что способствует эффективному разупрочнению глин, ослаблению связей и в результате повышению извлечения ценного компонента при повторной отработке. Реагент в бочку можно подавать в сухом виде. Перед разработкой намеченного участка геотехногенной россыпи нужно провести определенные подготовительные работы, в частности спланировать галечные отвалы так, чтобы можно было соорудить плотину или дамбу с целью поднятия уровня воды для более эффективного воздействия реагента-диспергатора на массив. Уровень воды на затопленных площадях должен быть 0,2–0,5 м. Удерживать его необходимо 2–2,5 мес, после чего можно производить разработку геотехногенного месторождения.

Для повышения полноты извлечения полезного ископаемого из недр, сокращения объема геотехногенных россыпей, снижения негативного влияния на окружающую среду, улучшения условий рекультивации нами разработаны конструкции барабанных грохотов, драги с промежуточным транспортером. Для исключения потерь в межходовых целиках и предотвращения разубоживания при их отработке предложена конструкция драги с поворотными эфельными колодами и галечным отвалообразователем. Более подробное описание конструктивных изменений драг см. в гл. 9.

Произведя оценку геотехногенных россыпей и выявив некоторые закономерности повышения извлечения металла от глинистости россыпи, погодных и климатических условий, можно применять при разработке те или иные технические и технологические решения, используя имеющиеся технологии обработки песков реагентами-диспергаторами и конструктивные изменения узлов и механизмов драги, направленные на повышение эффективности добычных работ.

Выдвинутые положения о формировании геотехногенных месторождений, их последующей разработке являются принципиальными, поэтому требуется проведение дальнейших исследований, для получения полной и ясной картины процесса формирования геотехногенных россыпей, установления зависимости извлечения металла от всех существующих факторов влияния, а также совершенствования технологии их отработки.

Глава 6

ТЕХНОЛОГИИ ПОДГОТОВКИ ГЛИНИСТЫХ РОССЫПЕЙ К ДРАГИРОВАНИЮ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕАГЕНТОВ-ДИСПЕРГАТОРОВ

6.1. Технология напорного водонасыщения при разупрочнении сцементированных конгломератов

За последние 15–20 лет в дражную разработку вовлекается большое число (35–40 % от общих запасов) россыпных месторождений со сложным высокоглинистым и сцементированным металлоносным сырьем. Поэтому проблема снижения потерь ценного компонента, извлекаемого в процессе обогащения, особенно актуальна. В ряде случаев потери достигают 50 % и даже 60–80 % [Костромин, Позлутко, 1996]. Главным фактором потерь металла является низкая дезинтеграция глинистого материала в золотоносном массиве, в связи с чем при его извлечении важное место занимает решение вопроса разупрочнения связей между минеральными зернами и глинистыми частицами.

Традиционные методы решения данной проблемы, основанные на механическом воздействии на горную породу энергии струи жидкости в дражной бочке, часто не дают желаемого результата, поскольку силы сцепления между глиной и минеральными частицами достаточно большие. При работе драги в таких условиях образуются окатыши, которые проходят через дражную бочку, стакер и попадают в галечный отвал, приводя к значительным потерям ценного компонента.

На наш взгляд, наиболее перспективно предварительное разупрочнение пород в массиве россыпи на стадии подготовки к разработке.

Первые полупромышленные испытания данного способа в виде напорного водонасыщения массива конгломератов, состоящих в основном (до 70 %) из песчано- и илисто-глинистого заполнителя, проведены на одном из месторождений Забайкалья (Каменские конгломераты) [Костромин и др., 1985].

В северо-восточной части существующего карьера выбран опытный полигон, сложенный из конгломератов с серым глинистым цементом, наиболее непроницаемым для воды, где пробурены 10 напорных скважин на глубину 5 м, сетка бурения 3,5 × 3 м и три контрольные скважины согласно программе испытаний. Диаметр скважин 105 мм. Приустьевое затрубное пространство напорных игл (трубы диаметром 50 мм) в напорных скважинах на глубину 2 м залито цементным раствором. Смонтирована установка для напорного водонасыщения. Напорное водонасыщение проведено со следующими параметрами: среднее давление 0,02 МПа, время закачки 10 сут, объем закаченной воды 118 м^3, объем увлажненной породы 2000 м^3.

После напорного водонасыщения колесный погрузчик "Caterpillar-988" разбирал увлажненные конгломераты без особых усилий. Влажность разбираемых конгломератов составила 15 %. Для сравнения этим же погрузчиком сделана попытка разобрать часть откоса с естественной влажностью 8 % той же структуры и состава. Зубья ковша не входили в породу, был снят только верх-

ний слой, выветренный на глубину 20–30 см. Учитывая, что максимальное усилие черпания на ковше погрузчика "Caterpillar-988" 22,9 тс, на ковше экскаватора ЭКГ-4,6 49,4 тс, можно сделать заключение, что при увлажнении массива конгломератов даже до 15 % будет обеспечена техническая производительность экскаватора ЭКГ-4,6, действующего на карьере.

В результате проведенных работ снизились физико-механические связи между частицами породы, сила сцепления уменьшилась в 2–4 раза при увеличении влажности конгломератов до 15 % против 8 % в естественном состоянии. В общем случае прочность высокоглинистых конгломератов снизилась в 8–10 раз, что позволило эксплуатировать месторождение, не прибегая к буровзрывным работам.

Испытания показали, что затраты на напорное водонасыщение составили 0,13 р./м^3 (в ценах до 1990 г.), в то время как фактические затраты на буровзрывное рыхление конгломератов были 0,61 р./м^3. Таким образом, затраты на подготовку горных пород к выемке снижены на 0,48 р./м^3. При этом не учитывается экономический эффект улучшения дезинтеграции и увеличения объемов металла после предварительного увлажнения глинистого цемента конгломератов перед промывкой с помощью напорного водонасыщения.

Существующая технологическая схема на месторождении "Каменские конгломераты" включает буровзрывное или механическое рыхление, погрузку экскаватором ЭКГ-4,6 торфов или песков на автосамосвалы, транспортировку торфов в отвалы и песков на промприборы, промывку песков на промприборах. Технологическая схема МГРИ на опытном участке гидромеханизации также предполагает предварительное буровзрывное рыхление, вкладку песков перед гидромониторами, размыв и подачу песков гидромониторами в зумпф землесоса, подачу пульпы по трубопроводу на промприбор и промывку. Включение в эти технологические схемы предварительного напорного водонасыщения позволит или полностью исключить буровзрывное и механическое рыхление, или значительно повысить производительность механического рыхления в зависимости от применения одной из этих технологических схем.

Реально осуществимыми, после дополнительных исследований, представляются следующие технологические схемы напорного водонасыщения для разработки высокоглинистых россыпей:

— напорное водонасыщение массива с предварительным созданием трещин вокруг пробуренных скважин камуфлетным взрыванием без нарушения приустьевой части скважин с целью ускорения увлажнения пород;

— напорное водонасыщение через иглы взорванного массива с целью исключения предварительной выкладки песков и замачивания;

— создание щели, заполненной водой под давлением, на границе верхнего, промерзшего за зиму, и талого нижнего слоев массива конгломератов с помощью гидроразрыва и последующее увлажнение закачиванием воды с целью значительного сокращения буровых работ и уменьшения толщины верхнего промерзшего слоя (путем оттаивания этой же закачиваемой водой) к началу промывочного сезона;

— существующий водонасосный горизонт под месторождениями на глубине около 100 м с напором до дневной поверхности позволяет предложить

бурение по достаточно редкой сетке выбранного участка месторождения до подземного водонасосного горизонта, герметичную заделку устьев скважин и производить напорное водонасыщение части массива конгломератов за счет подземного водонасосного горизонта в течение всего года на всю глубину россыпи.

Разработанный барабанный грохот новой конструкции для улучшения дезинтеграции глинистых песков после изготовления и промышленных испытаний может быть включен в любую из ранее описанных технологических схем промывки.

Выполненные исследования по напорному водонасыщению массива конгломератов позволили сделать следующие выводы и рекомендации:

1) полупромышленное испытание по напорному водонасыщению на конгломератах с серым глинистым цементом предоставляет возможность напорного водонасыщения через скважины в массиве конгломератов;

2) водонасыщение массива до влажности 15 % и более позволяет производить выемку погрузчиком или экскаватором без предварительного буровзрывного или механического рыхления;

3) для более эффективного воздействия на прочностные характеристики массива конгломератов, улучшения дезинтеграции и промывистости глинистого цемента конгломератов и одновременного осветления оборотной воды целесообразно проведение экспериментов по напорному насыщению массива конгломератов водными растворами дешевых и доступных химических реагентов;

4) включение напорного водонасыщения в существующие технологические схемы отработки месторождений, что, как показала экономическая оценка, в несколько раз снижает затраты на подготовку пород к выемке.

6.2. Технология разупрочнения глинистых песков на стадии подготовки к драгированию

Полупромышленные испытания разупрочнения пород с помощью напорного водонасыщения выявили достаточно высокую его эффективность при разработке месторождений экскаваторами или погрузчиками. Однако на дражных полигонах, где в разработку вовлекаются большие площади, применение данной технологии проблематично вследствие большой трудоемкости работ по бурению и цементации скважин, нагнетанию воды. Поэтому для дражной разработки требуется простая и менее трудоемкая технология, позволяющая без особых затрат обрабатывать большие площади месторождения.

В последнее время наметилась тенденция разупрочнения песков на стадии подготовки к драгированию посредством предварительной физико-химической обработки массива нетоксичными реагентами-диспергаторами, которые помещаются в заранее пробуренные скважины. Исследования, проведенные кафедрой обогащения полезных ископаемых Читинского политехнического института, выявили, что разрушение глинистого материала в операции дезинтеграции песков в большинстве случаев оказывает влияние на выщелачивание из глинистого материала карбонатов, гидрокарбонатов кальция и магния, но в большей степени процесс основывается на разрушении структурных связей и

ионном обмене. Характер влияния реагентов основан на повышении степени гидролиза их в воде и направленном обмене катионов Na с катионами связующих частиц глины, что приводит к ослаблению, т.е. разупрочнению, пород в массиве россыпи. Наиболее эффективными реагентами диспергаторами являются хлоридные плавы (соли металлов) и алюминат натрия при оптимальной дозе соответственно 50 и 200 г/т.

На основе реагентов-диспергаторов необходимо было разработать наиболее эффективную технологию воздействия их на глинистый массив. Как отмечалось выше, традиционная технология насыщения пород диспергатором через скважины с последующей подачей воды — очень трудоемкое и дорогостоящее мероприятие. Кроме того, на приисках не всегда имеются соответствующие буровые станки. Нами разработана более простая и не менее эффективная (в смысле разупрочнения массива) технология физико-химического модифицирования песков на стадии подготовки к драгированию, которая была внедрена на одном из россыпных месторождений Забайкалья, представленном гравийно-галечными отложениями с высоким (до 63 %) содержанием илисто-глинистого материала (рудник "Любовь") [Подготовка..., 1990].

На полигоне 80-литровой драги выбрали опытный и контрольный участки с примерно равными горно-геологическими и горно-техническими условиями и примерно одинаковым содержанием металла. Объем горной массы на участках был рассчитан на месяц работы драги. На опытном участке, площадью около 8 тыс. м^2 по заранее пройденной канаве отвели русло реки, выполнили работы по планировке поверхности (рис. 6.1). Одновременно с этими операциями (можно и после них) в нижней части участка бульдозером построили плотину высотой 1,0–1,5 м; с откосами сухой 1 : 1; мокрый 1 : 2; шириной по верху равной таковой ножа бульдозера. Для удержания воды на затопляемых площадях вблизи контура полигона построили обваловочные дамбы, параметры которых аналогичны таковым у плотины. После этого на поверхности опытного участка вручную нанесли равномерно по всей площади реагент-диспергатор в количестве 40–60 г/т разрабатываемого массива россыпи. Обработку больших площадей можно производить применяемыми в сельском хозяйстве машинами для разбрасывания удобрений. При этом имеется возможность регулирования расхода реагента.

Затем тракторным рыхлителем обработали площадь участка на максимально возможную глубину. Расстояние между бороздами — около 1 м. Образованный водоем с помощью водозаводных канав заполнили и поддерживали уровень воды 0,5–0,6 м в течение 1,5 мес. В этот период реагент-диспергатор (хлоридный плав) с помощью воды интенсивно внедрялся в массив россыпи и разупрочнял связи между минеральными частицами и глиной.

После драгирования и промывки песков опытного участка, обработанного реагентом, оказалось, что производительность драги увеличилась на 10 %, извлечение металла возросло на 23 %. Несмотря на то что содержание металла на опытном участке было несколько ниже относительно базового, уменьшились потери в галечных отвалах. При отработке драгой опытного участка и переходе на контрольный, не обрабатывающийся плавом хлорида, участок извлечения металла и производительность драги снизились до исходных.

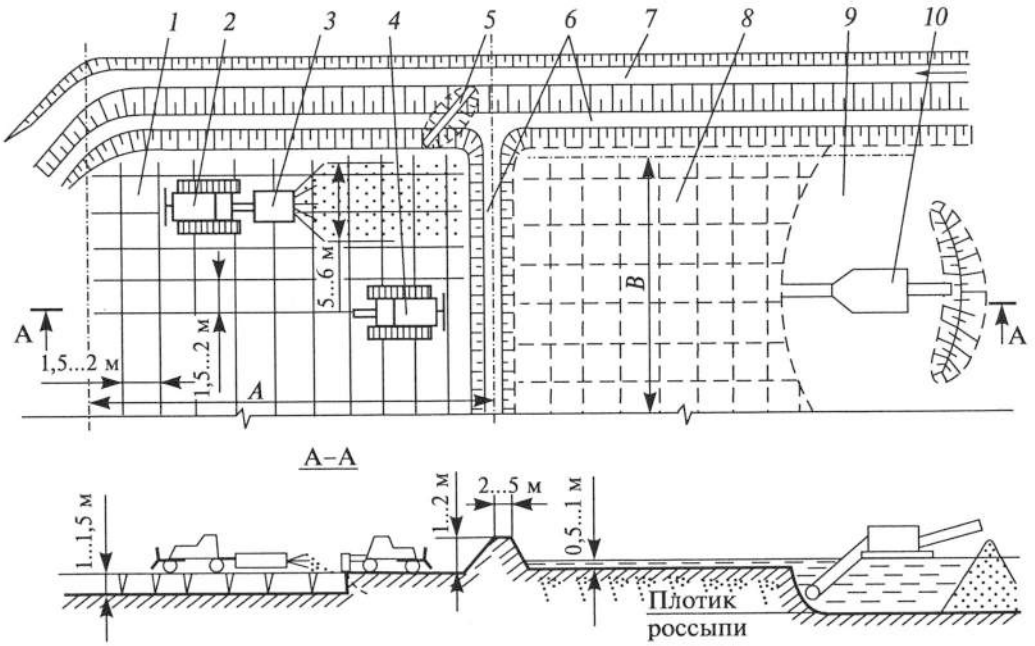


Рис. 6.1. Схема технологии подготовки глинистых россыпей к драгированию с использованием реагентов-диспергаторов.

1 — подготавливаемый участок; *2* — бульдозер; *3* — машина для разбрасывания реагента; *4* — бульдозер с рыхлителем; *5* — водозаводная канава; *6* — водоудерживающее сооружение; *7* — руслоотводная канава; *8* — готовый участок; *9* — дражный разрез; *10* — драга.

За месяц работы драги на опытном блоке с использованием новой технологии подготовки пород к драгированию экономический эффект составил 34,4 тыс. р., а за сезон работы 80-литровой драги — свыше 200–250 тыс. р. (в ценах 1986 г.).

На основе проведенных испытаний в промышленных условиях показано, что рассмотренная предложенная технология подготовки горных пород к драгированию отличается простотой и достаточной эффективностью. Плотины и дамбы целесообразно сооружать из торфов при одновременном производстве вскрышных работ, тем самым значительно снижая их стоимость. Для сравнительно быстрой обработки больших площадей лучше пользоваться мощными рыхлителями на базе тракторов Т-500 и Т-800, обработку целесообразно производить на максимальную глубину 1,0–1,5 м и более. Расстояние между бороздами в этом случае может быть увеличено до 1,5–2,0 м. Уровень воды необходимо удерживать примерно постоянным и равным 0,5–0,6 м в течение 2–3 мес в зависимости от мощности россыпи.

Эффективность данной технологии можно существенно повысить, применяя ее в комплексе с флокуло-гравитационной технологией обогащения песков, разработанной в Институте горного дела ДВО РАН.

Для улучшения дезинтеграции глинистого и высокоглинистого материала, а также для повышения производительности грохочения предложены новые

конструкции барабанных грохотов, технические параметры которых приведены ниже.

Таким образом, применяя комплекс мероприятий, указанных выше, можно значительно повысить эффективность разработки глинистых и высокоглинистых россыпей дражным способом; добиться увеличения производительности драг не менее чем на 10 %, роста извлечения металла на 20–30 %, а кроме того, и снижения содержания взвешенных частиц в оборотных и сточных водах.

Использование рассмотренных способов и технологий будет весьма эффективным в связи с тем, что в последнее время наблюдается четкая тенденция к вовлечению в дражную разработку геотехногенных и природно-техногенных месторождений.

Глава 7

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ДРАЖНОЙ РАЗРАБОТКИ ВЫСОКОГОРНЫХ РОССЫПЕЙ

7.1. Характеристика высокогорных россыпей

Высокогорные россыпные месторождения расположены в горных районах Средней Азии, Северного Кавказа, а также в Саянах, на Алтае, на севере Бурятии и Забайкалья, в некоторых районах Якутии на высоте до 2000 м над ур. м.

На высокогорных территориях присутствуют россыпи, по крайней мере, четырех групп. К первой относятся склоновые элювиально-делювиальные и делювиально-пролювиально-коллювиальные, а также коллювиально-аллювиальные, ко второй — собственно аллювиальные и флювиогляциально-озерные, к третьей — нагорные остаточно-элювиальные реликтов древних водоразделов, нагорные остаточно-аллювиальные приподнятых и перекрытых речных долин и нагорно-террасовые, к четвертой — террасовые в глубоковрезанных долинах горных рек в их средне-верхнем течении.

Высокогорные россыпи формируются в условиях высокоскоростных склоновых процессов, где преобладает физическое выветривание и относительно легко освобождаются лишь крупные частицы полезных минералов, в том числе и золота. Здесь транспортировка золота происходит в основном во включениях в псефитовом и в меньшей мере в псаммитовом материале. В свободном виде, если оно раскрыто, золото может переноситься лишь во время интенсивного таяния ледников, а также в период ливневых дождей на крутых склонах. Разрушение обломков кварца, содержащего включения золота происходит в коллювиальных и пролювиальных осадках вследствие морозного и бактериального выветривания с участием всего сообщества бактерий, особенно криофильных видов и их штаммов. В высокогорном аллювии вследствие периодического размыва под действием временных увеличений расхода воды и скорости ее течения легко вымываются относительно легкие псаммито-гравийные обломки горных пород и минералов легкой фракции. Поэтому образующиеся естественные шлихи обогащены минералами тяжелой фракции, в том числе золотом. Тем не менее существенного раскрытия полезных минералов в долинах верхних течений горных рек не происходит и они находятся в основном в псаммит-псефитовом материале. Существенное их раскрытие, а следовательно, и образование богатых по содержанию полезных минералов и крупных по извлекаемым запасам россыпей происходит лишь в условиях хорошо выработанных равновесных долин. Но это будут уже типичные аллювиальные россыпи.

Для дражной разработки пригодны все типы россыпей, за исключением, вероятно, склоновых делювиально-пролювиально-коллювиальных. Проблематичность разработки последних с помощью драг определяется их преимущественно небольшими размерами, а также трудностью создания водоема для раз-

мещения и свободного маневрирования драги и поддержания в нем необходимого количества воды.

Примером высокогорной россыпи является Ях-Суйское месторождение в Таджикистане. Промышленная часть россыпи залегает в древней погребенной долине р. Сафет-Дара (левого притока р. Ях-Су), расположенной в предгорьях Дарвазского хребта на северо-западе Памира на высоте около 2000 м. Россыпь относится к нагорным остаточно-аллювиальным отложениям приподнятых и перекрытых речных долин. Ширина россыпи 20–170 м, мощность рыхлых отложений до 90 м, в среднем 30–35 м. Уклон 0,01–0,06. Для гранулометрического состава россыпи характерна резкая контрастность, выражающаяся в высокой валунистости (17 %), значительном количестве гравийно-галечного псаммитового материала (эфельность в среднем 20 %). В цементе псефитового материала рыхлых отложений из-за интенсивности и высокой частоты селевых потоков содержалось до 8,8 % тонкодисперсного материала пелитовой размерности (–0,005 мм). В отвалах псефитового состава до 22 % составляли окатыши размером 200 мм. Среднее содержание золота варьировало в пределах 300–500 мг/м^3. Золото крупное: до 50 % золотин было в классе +0,25 мм. Плотик ребристый, сланцеватый. В трещинах вдоль сланцеватости его встречались уплощенные самородки высокопробного золота до 1–1,5 см в длину.

При разработке россыпных месторождений в условиях высокогорья понижается безопасность работ и возникают дополнительные проблемы. Чаще всего это большой уклон разрабатываемого месторождения, узкая долина (в некоторых случаях — ущелье), неровный, с внезапными выступами и впадинами плотик, большая валунистость и эфельность россыпи, неблагоприятные гидрогеологические условия, затрудняющие разработку, поддержание необходимого уровня воды в дражном полигоне и выбор площади для размещения отвалов. По этим причинам отработка дражного забоя производится специальными способами, в частности — работа полузабоями, периодический заброс кормы для рассеивания эфелей, что в значительной мере снижает производительность драги и в то же время не устраняет вероятности пробоя днища и подэфеливания кормы понтона.

7.2. Технология разработки высокогорных россыпей

Совершенствование технологии дражной разработки россыпей в условиях высокогорья можно показать на примере разрабатывавшегося 380-литровой драгой глубокого черпания россыпного месторождения золота Ях-Суй, для которого все вышеперечисленные проблемы имеют место [Костромин и др., 1981; Костромин, Позлутко, 1987]. Характеристика его дана выше.

Климат района умеренный. Среднегодовая температура 9 °С; максимальная 35 °С, минимальная –14 °С. Среднегодовое количество осадков 855,7 мм, большая часть их выпадает в виде снега. Постоянный снежный покров устанавливается в конце ноября и удерживается до середины апреля. Глубина промерзания пород достигает 0,2–0,5 м. Вскрытие рек происходит в апреле и сопровождается бурными паводками.

Россыпь характеризуется значительным количеством валунов, в среднем 17 %, и эфелей, до 20 %. Количество тонкодисперсной взвеси класса 0,005 мм, образующей устойчивую мутность воды, в дражном разрезе составляет 8,85 %.

Аллювиальные отложения россыпи сильно водоносны, с большими притоками грунтовых вод. При этом наблюдаются несколько водоносных горизонтов, которые оказывают существенное влияние на водоснабжение дражного разреза водой.

Коэффициент фильтрации горных пород р. Сафет-Дара составляет 75–80 м/сут. После промывки горной массы дражные отвалы представляют собой 22 % валунов крупностью +200 мм. При этом коэффициенты фильтрации дражных галечных отвалов достигают 500 м/сут. Водоснабжение драги осуществляется по замкнутой схеме. Однако из-за большой фильтрации отвалов, из которых по технологии разработки сооружаются плотины (отработка россыпи по восстанию), не обеспечивается необходимый уровень воды в дражном разрезе, что приводит к значительному подэфеливанию драги, необходимости периодически забрасывать корму для рассеивания эфелей и отработке россыпи двумя полузабоями. Кроме того, не обеспечивается очистка промстоков до требуемых норм.

Для устранения негативных явлений, связанных с высокогорьем, разработана технология разработки россыпи с поднятием уровня воды в разрезе на 7–10 м при помощи плотины, расположенной ниже драги, на отвалах. Вследствие высокой водопроницаемости пород, и особенно отвалов, плотина должна иметь эффективную противофильтрационную защиту и отвечать следующим требованиям:

— обеспечение достаточной водонепроницаемости;

— устойчивость к фильтрационным деформациям в пределах срока эксплуатации;

— расходы и объемы на сооружение — минимальные при максимальных возможностях землеройной техники.

При этом поднятие уровня воды должно обеспечить:

— качественную водоподготовку технологической воды в отстойнике;

— исключение подэфеливания кормы понтона драги;

— доступ к запасам полезного ископаемого;

— безопасную работу драги;

— работу драги без заброса кормы.

Указанные мероприятия позволяют улучшить условия работы и повысить производительность драги.

Плотина длиной 120 м, высотой 10 м с противофильтрационным экраном из полиэтиленовой пленки с проходкой “зуба” на глубину 1,5 м в эфельном отвале построена с помощью экскаватора ЭШ-10/60 и бульдозеров (рис. 7.1). С целью обеспечения сохранности пленки (уменьшения повреждаемости ее в процессе укладки на галечный отвал) бульдозерами отсыпался предохранительный слой из эфелей и пород вскрыши толщиной 0,5 м на тело сооружаемой плотины со стороны мокрого откоса. В полевых условиях на полигоне драги полиэтиленовая пленка марки 108-02-020 шириной 3 м укладывалась вручную на мокрый откос плотины и зуба в два слоя внахлестку в течение 16 чел.-смен. Расход пленки — 1 т. Затем бульдозерами отсыпался защитный слой из эфелей

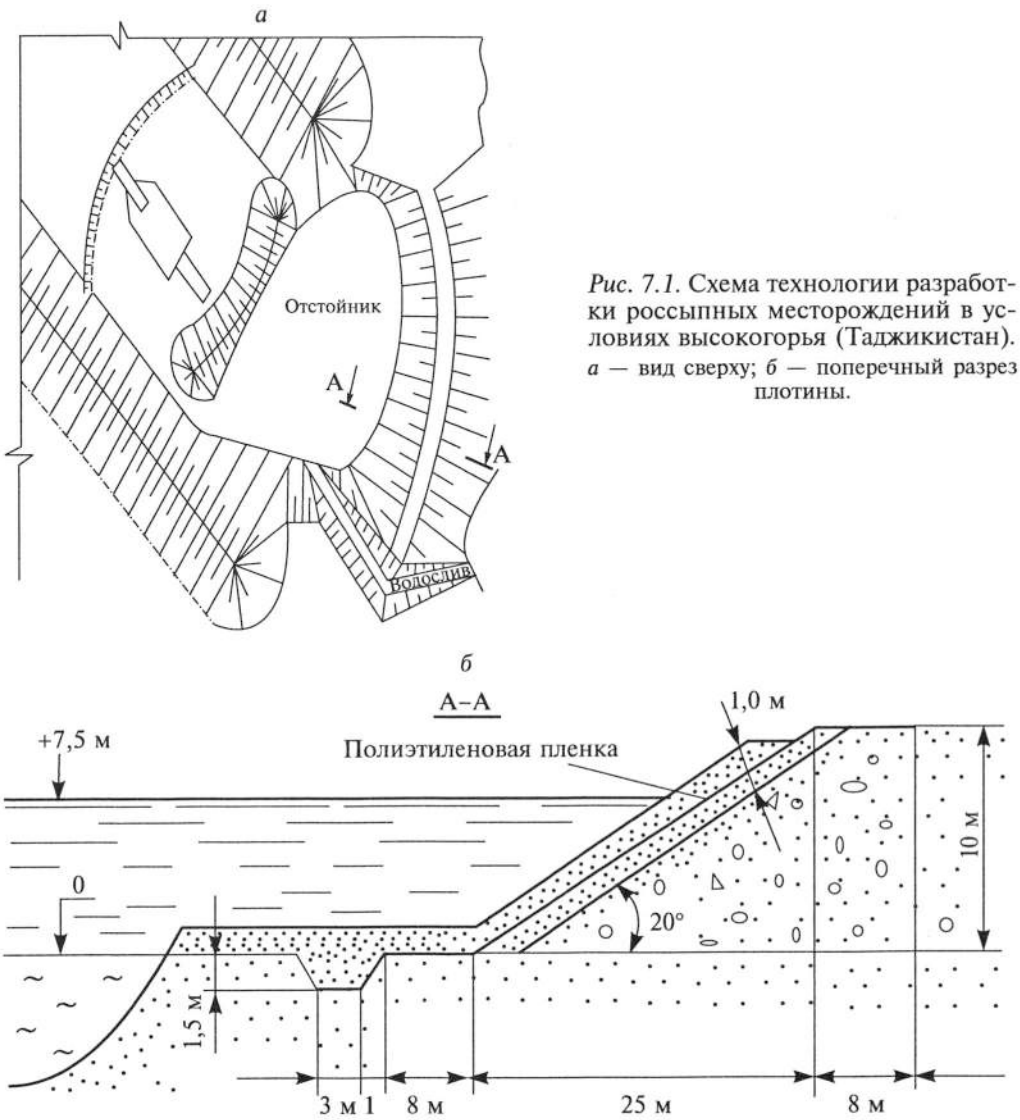


Рис. 7.1. Схема технологии разработки россыпных месторождений в условиях высокогорья (Таджикистан). *а* — вид сверху; *б* — поперечный разрез плотины.

и пород вскрыши. Толщина защитного слоя по расчетам для плотины высотой 10 м составила 1 м.

Внедрение данной технологии на полигоне драги обеспечило поднятие уровня воды на 7,5 м, что позволило:

1) отработать полигон одним полным забоем вместо отработки полузабоями;

2) уменьшить надводный борт россыпи;

3) решить вопрос с подэфеливанием кормы понтона драги — отпала необходимость заброса кормы для рассеивания эфелей по забою;

4) обеспечить безопасную работу драги (ликвидирована опасность пробоя понтона выступами плотика);

5) увеличить продолжительность чистой работы драги на 1,3 ч/сут, тем самым повысить суточную производительность;

6) предотвратить загрязнение реки притоками;

7) получить фактический экономический эффект от внедрения — 133 тыс. р. (в ценах 1986 г.).

Проведенные исследования позволили разработать и рекомендовать достаточно простую и эффективную технологию дражной разработки россыпей в условиях высокогорья. Особенностью предложенной технологии является то, что плотина сооружается непосредственно на галечном отвале путем его выполаживания, отсыпки предохранительного слоя из пород вскрыши или эфелей, укладки полотнищ пленки и отсыпки защитного слоя.

Глава 8

НЕКОТОРЫЕ АСПЕКТЫ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ДРАЖНЫХ РАЗРАБОТОК И НАПРАВЛЕНИЯ СНИЖЕНИЯ ИХ НЕГАТИВНОГО ВЛИЯНИЯ

8.1. Экологические последствия дражных разработок россыпей

Как объект открытых горных работ, россыпные месторождения характеризируются относительно небольшой глубиной залегания и значительной протяженностью. Они, как правило, расположены по долинам, поймам и террасам рек, ручьев, ключей. Вследствие этого воздействие дражных разработок на окружающую среду имеет свои особенности: оно достаточно интенсивно и происходит на относительно больших площадях. Изменение окружающей среды в результате горных работ приводит к следующим последствиям:

1) растительный слой почти полностью уничтожается, нарушаются огромные площади плодородных земель и часто безвозвратно теряются;

2) существующие леса почти полностью истребляются;

3) осушение болотистых местностей осуществляется не только в районе горных разработок, но и на прилегающих участках;

4) почти полностью изменяются естественный гидрологический режим и условия стока;

5) изменяется микрорельеф района горных работ, особенно по долинам ручьев и рек, при этом неоднократно изменяются или перекрываются русла водных источников;

6) сбрасывается большое количество сточных вод со значительным содержанием взвешенных минеральных частиц и химических реагентов, применяемых при обогащении и осветлении воды, загрязняющих водные источники;

7) в районах распространения многолетнемерзлых пород изменяется температурный режим, вследствие этого наблюдаются деградация мерзлоты, многочисленные термокарстовые явления, особенно характерные для северной зоны;

8) наблюдаются отрицательное воздействие на окружающий животный и растительный мир и другие негативные явления.

Для более детального изучения проблемы изменения окружающей среды, рационального использования и охраны ее необходимо выделить виды отрицательного воздействия горно-добывающих предприятий, т.е. произвести типизацию техногенных воздействий. Как показал анализ, проблема эта довольно сложная и ставится на научную основу сравнительно недавно тем не менее определенные исследования по ней выполнены в Ленинградском горном институте под руководством профессора В.Д. Ломтадзе [1986]. Некоторые результаты исследований в этом направлении имелись и ранее. В частности, предложено несколько типов площадей, нарушенных в результате работы горно-добывающих предприятий. Так, например, В.С. Хохряков и А.Д. Элькин [1986]

выделяют три типа площадей, занимаемых горными предприятиями: 1 — отводимые под активные производственные сооружения (до 90 % земельного отвода); 2 — занимаемые неактивными сооружениями — старыми заброшенными горными выработками (до 29 % земельного отвода); 3 — отводимые под жилищно-бытовое и культурное строительство (до 90 % земельного отвода).

Другие ученые [Томаков, Коваленко, 1984] дают более подробную характеристику и выделяют 5 групп отчуждаемых площадей: 1 — связанные с добычей полезного ископаемого и размещением основных сооружений (карьеры, траншеи, шахтные стволы, промплощадки, зоны обрушения); 2 — занимаемые промышленными и бытовыми сооружениями (ТЭЦ, обогатительными фабриками, жилыми поселками); 3 — занимаемые отходами производства (отвалы, хвосто- и шламохранилища); 4 — водохранилища, обеспечивающие водой горное производство; 5 — нарушенные в результате загрязнения атмосферы и изменения гидрогеологических условий.

П.И. Томаков и В.С. Коваленко [1984] при исследовании структуры земельного отвода открытых горных разработок делят его площадь на нарушенные и ненарушенные земли. К нарушенным они относят земли, занятые горными выработками, отвалами, хвосто- и шламохранилищами, промплощадками, транспортными и другими коммуникациями, площадь которых занимает до 60–95 % площади земельного отвода, а к ненарушенным — охранные зоны, площади между зданиями и сооружениями, площади под застройку и др.

В.Д. Горлов [1981] выделяет нарушения ландшафтные и экологические.

В работах А.М. Михайлова [1981] и Б.Н. Болотова [1981] приведена оценка степени нарушенности земель, в основном по изменению рельефа местности. Попытка оценить виды воздействия горного производства на отдельные элементы геологической среды сделана в работе В.П. Костовецкого [1981].

А.И. Гайдин [1986] дает типизацию месторождений по степени влияния их отработки на природную среду. Выделяются четыре степени воздействия в зависимости от инженерно-геологических условий — слабая, средняя, сильная, особо сильная и виды воздействия — механическое, гидравлическое, химическое.

И.И. Вашлаев [1986] приводит более полную классификацию техногенных нарушений — ландшафтно-экологических и горно-геологических, а также объектов воздействий, где выделяет изменение ландшафта, гидросферы, атмосферы, почвы, флоры и фауны, недр.

Однако, по нашему мнению, наиболее полную характеристику видов воздействия на геологическую и окружающую среду приводят в своих работах В.Д. Ломтадзе [1986] и Г.В. Секисов [1994, 1998]. В этих работах авторы указывают, что рассмотрение проблемы видов отрицательного воздействия на окружающую, в том числе геологическую, среду связано со способом, технологией добычи и переработки полезного ископаемого. Эти факторы служат источниками нарушений и загрязнений природных объектов. В связи с этим, как утверждают авторы, возникает необходимость исследования закономерностей возникновения нарушений от технологических процессов. Профессор Г.В. Секисов [1994] предлагает рассматривать объекты горных разработок, как природные, природно-техногенные и техногенные, и в связи с этим применять разный подход как к выбору технологии разработки, так и к оценке влияния на окружающую среду.

Таблица 8.1

Типизация техногенных и геотехногенных воздействий горных разработок на геологическую и окружающую среду

Разработка россыпных месторождений	Открытая разработка месторождений	Подземная разработка месторождений
1. Уничтожение растительного покрова, лесов, растительного слоя 2. Изменение рельефа местности. Изменение русла рек, ручьев 3. Образование природно-техногенных и техногенных месторождений 4. Изменение химического состава водных источников и подземных вод 5. Отрицательное воздействие на окружающую флору и фауну 6. Изменение водопроницаемости пород в зоне влияния дражных и гидромеханизированных разработок. Понижение уровня и уменьшение притока подземных вод 7. Изменение расходов поверхностных водных источников. Изменение естественного гидрологического режима и условий стока. Осушение болот 8. Фильтрационные деформации гидротехнических сооружений, бортов разрезов 9. Выветривание, разуплотнение и физико-химическое разрушение пород отвалов, бортов разрезов 10. Обвалы, оползни бортов разрезов и откосов разрезов 11. Размыв, развевание горных пород откосов разрезов и отвалов 12. Деградация мерзлоты. Оползни, плывуны при оттаивании пород. Процессы термокарста, термоэрозии, солифлюкации. Заболачивание местности 13. Нарушение естественного процесса оттаивания-промерзания пород 14. Снижение качества полезного ископаемого и промышленной ценности месторождения. Потери полезного ископаемого	1. Уничтожение растительного покрова, лесов, растительного слоя 2. Изменение рельефа местности 3. Образование геотехногенных месторождений в отвалах, хвостохранилищах 4. Изменение химического состава водных источников и подземных вод 5. Отрицательное воздействие на окружающую флору и фауну 6. Изменение водопроницаемости пород в зоне влияния открытых горных работ. Понижение уровня и уменьшение притока подземных вод 7. Фильтрационные деформации 8. Мерзлотные деформации. Деградация мерзлоты под отвалами, хвостохранилищами 9. Выветривание, разуплотнение и физико-химическое разрушение пород отвалов, бортов карьеров 10. Обвалы, оползни бортов карьеров и откосов отвалов 11. Размыв, развевание пород бортов разрезов и откосов отвалов, хвостохранилищ 12. Снижение качества полезного ископаемого и промышленной ценности месторождения. Потери полезного ископаемого 13. Современное минералообразование 14. Биохимические потоки токсичных химических элементов	1. Частичное уничтожение растительного покрова, лесов, растительного слоя 2. Частичное изменение рельефа местности 3. Образование геотехногенных месторождений в отвалах, хвостохранилищах 4. Изменение химического состава водных источников и подземных вод 5. Отрицательное воздействие на окружающую флору и фауну 6. Изменение водопроницаемости пород в зоне влияния подземных горных работ. Понижение уровня и уменьшение притока подземных вод 7. Внезапные прорывы воды, плывунов в горные выработки 8. Деградация мерзлоты под хвостохранилищами обогатительных фабрик 9. Выветривание, разуплотнение и физико-химическое разрушение пород горных выработок, мульды сдвижения, обрушения 10. Расслаивание, обрушение горных пород в выработках, вывалы, образование заколов 11. Пучение, отжим горных пород и угля 12. Динамические и газодинамические процессы, толчки, стреляние, горные удары, выбросы газа и угля 13. Горное давление на выработки, целики. Изменение напряженно-деформационного состояния горных пород 14. Сдвижение горных пород, образование мульд, трещин, провалов, оседание земной поверхности 15. Изменение мерзлотных условий. Фильтрационные деформации 16. Снижение качества полезного ископаемого и промышленной ценности месторождения. Потери полезного ископаемого 17. Загрязнение недр. Развитие карстовых явлений

И, по всей вероятности, анализ видов отрицательного воздействия с этих позиций позволит сделать реальный прогноз, качественную и количественную оценку возможных изменений и осуществить планирование природоохранных мероприятий, полноту извлечения и комплексное использование недр.

С учетом рекомендаций, приведенных выше, и своих исследований выделим типы техногенных воздействий на окружающую среду [Костромин, 1994; Юргенсон, 2005] (табл. 8.1).

Как видно из таблицы, техногенные воздействия горного производства на окружающую среду разнообразны, что характерно и для дражного способа разработки. Наиболее существенными изменениями для окружающей среды при дражной разработке россыпных месторождений являются нарушения земной поверхности и преобразования микрорельефа местности. По материалам инвентаризации, проведенной Госгипроземом и обобщенной Иргиредметом, площади земель, нарушенных предприятиями бывшего ВПО "Союззолото", составляют свыше 150 тыс. га (например, только на территории Забайкалья и Амурской области — около 20 тыс. га). Существенное влияние оказывают дражные разработки на формирование геотехногенных ландшафтов.

Исследованиями, проведенными Иргиредметом и Читинским политехническим институтом (К.Е. Судаков, В.В. Назаров, Ю.М. Овешников и др.) [Определение..., 1982; Овешников, Большаков, 1987], установлено, что площадь земельного отвода при дражной разработке сильно завышается. Так, например, в объединении "Лензолото" испрашиваемые на горно-подготовительные работы площади завышены в 3,0 раза, а в целом по земельным отводам — на 61–82 %.

8.2. Основные направления снижения отрицательного влияния дражных разработок

В структуре земельного отвода площадь поверхности балансовых запасов занимает всего 16–40 %. Большая часть площади земельного отвода (36–52 %) составляет так называемый "резерв", который запланирован в основном на возможность прироста запасов. Исследованиями установлено, что коэффициент использования площади земельного отвода (составляет всего 0,48–0,64). Аналогичная ситуация наблюдается и в других районах разработки россыпных месторождений, поэтому необходимо при обосновании площади земельного отвода, испрашиваемой под дражные разработки, объективно рассчитывать все их составляющие, и за счет рационального размещения отвалов вскрыши, отстойников для очистки стоков, уменьшения величины берм значительно уменьшать площадь земель, нарушаемых горными работами. Это одна из составляющих, учет которой может существенно снизить отрицательное влияние горного производства на окружающую среду.

Важным фактором в проблеме снижения негативного воздействия горных работ на окружающую среду является рекультивация нарушенной поверхности, однако опыт вторичной, а в ряде случаев многократной отработки месторождений на приисках Западной Сибири, Алтая, Лены, Забайкалья показывает, что многие россыпи по ряду причин имеют промышленное содержание полезного ископаемого и подлежат повторной разработке [Костромин и др., 1990]. Поэто-

му работы по рекультивации нужно осуществлять выборочно после тщательной переоценки дражных отвалов, а возможно, и проведения опытных исследований по повторной разработке отдельных участков [Костромин и др., 1990; Костромин, Позлутко, 1996].

Для уменьшения трудоемкости работ, а также затрат на рекультивацию нами разработаны конструкция драги с промежуточным транспортером и специальный лоток на выходе из галечного транспортера [А.с. 1521875, 1989] (более подробно это описано в специальном разделе), позволяющие снизить затраты на трудоемкость рекультивации на 15–30 %.

Огромному отрицательному воздействию наряду с земной поверхностью подвергаются водные источники: реки, ручьи, озера, моря, океаны, в районе которых ведутся горные работы, мутность воды после дражных разработок составляет от десятков миллиграммов до 4–5 г на 1 л, что превышает естественную в 20–5000 раз. Часто из-за ливневых осадков, некачественного строительства гидротехнических сооружений, несоблюдения СНиПов и т.д. происходит внезапный выброс сточных вод в реки, озера и океаны, вследствие чего нарушается система оборотного водоснабжения; гибнут рыба и прибрежные растения; смывается растительный слой, что способствует развитию процессов термоэрозии и термокарста; ухудшается общая экологическая обстановка района.

Например, такие явления провоцируют предприятия Депутатского ГОКа, в частности карьер "Мамонт", где почти ежегодно, до внедрения в 1986 г. новой системы водоснабжения и очистки сточных вод, по причине изменения теплового режима пород дна отстойника и тела плотины происходили вытаивание льдистых прослоек, фильтрация, просадка и разрушение плотины, что приводило к аварийным сбросам сточных вод, нарушению режима водоснабжения. Стоки попадали в реки бассейна Северного Ледовитого океана, загрязняли не только их, но и довольно значительную часть океана, за что на предприятия накладывались большие штрафные санкции за вред, нанесенный окружающей среде.

Вопросами водоснабжения и очистки сточных вод занимались А.А. Матвеев [Матвеев, Волкова, 1981], В.П. Мязин [1996], В.В. Назаров [Водоснабжение..., 1975], В.Е. Кисляков [1988] и др. Исследования и рекомендации этих авторов внесли значительный вклад в теорию и практику разработки россыпных месторождений. Однако особое внимание исследователи уделяли гидромеханизированному способу: в частности, профессор В.П. Мязин [1996] предложил систему локального водоснабжения, принцип которого основан на применении технологии предварительного кондиционирования технологической воды и дальнейшем использовании ее в обороте с помощью тонкослойных модулей самотечного или принудительного действия, выделяющих эфеля из сточных вод (сгущенный шлам) и перемещающих их в илоотстойник. Далее вода поступает в отстойник для очистки от тонкодисперсных взвесей, затем самотеком или с помощью насосной станции — на промприбор, т.е. совершает оборот. Для глубокой доочистки технологической воды может создаваться внешний контур водоснабжения со станциями физико-химической очистки с применением флокулянтов и природных сорбентов. Вода после такой обработки направляется самотеком (или принудительно) в оборот или доводится до ПДК и сбрасывается в природный водный источник.

Принцип систем локального и замкнутого водоснабжения с некоторыми изменениями и дополнениями может быть применен и при дражном способе разработки [Костромин, 1994]. Для выделения из сточных вод эфельной и иловой фракции и удаления сгущенного шлама через стакер в галечный отвал на драге можно установить тонкослойные модули. Кроме того, для перемещения вскрышных пород в галечный отвал, минуя обогатительное оборудование и дражный разрез, необходимо пользоваться транспортером пустой породы, в качестве отстойников можно выбрать выработанное пространство, удалив часть галечных и эфельных отвалов с помощью бульдозеров и экскаваторов (рис. 8.1). Таким образом решаются вопросы очистки оборотной воды, поступающей в дражный разрез или сбрасываемой в водный источник, а также значительно сокращаются работы по рекультивации, снижается общее негативное влияние на окружающую среду, ввиду того что объемы и занимаемые площади отстойников уменьшаются в несколько раз (иногда в 4–6 раз).

При этом к основным техническим решениям организации систем водоснабжения относятся: отвод чистой воды мимо участка горных работ; водоподготовка чистой воды; использование дражных отвалов для строительства руслоотводящих и руслоограждающих дамб и плотин; применение полимерных пленок для экранирования гидротехнических сооружений; химический кольматаж гидротехнических сооружений; очистка воды для внутридражных нужд (сангигиена, питание котлов, доводочные операции и др.).

Внедрение элементов таких систем водоснабжения проводилось на предприятиях Таджикистана, Якутии, Забайкалья.

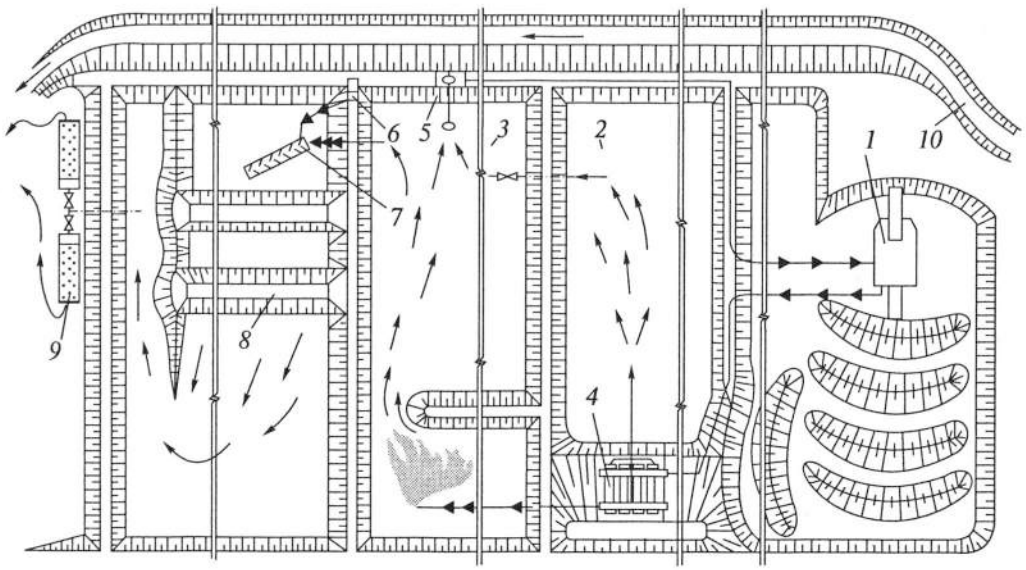


Рис. 8.1. Система замкнутого водоснабжения дражных разработок.

1 — драга; *2* — отстойник для очистки воды от грубодисперсных примесей; *3* — отстойник для очистки воды от тонкодисперсных примесей; *4* — тонкослойный модуль; *5* — насосная станция; *6* — реагентная станция; *7* — смеситель; *8* — канавы для улавливания хлопьев; *9* — фильтр глубокой доочистки воды с наполнителем из цеолита; *10* — руслоотводный канал.

Для предотвращения фильтрации воды из отстойников через гидротехнические сооружения из дражных отвалов или водопроницаемых пород нами разработана конструкция плотины [А.с. 1434814], которая внедрена в производство. Конструкция данной плотины внесена в СНиП 2.06.05 90 "Плотины из грунтовых материалов", в частности, в формулировке текста п. 3.22 СНиПа, включенного в рубрику о плотинах для северной строительной климатической зоны. Плотину данного типа с мерзлым ядром выгодно строить в районах с суровыми климатическими условиями, где создание противофильтрадионных экранов из других материалов затруднено или невозможно вследствие оттаивания тела плотины, деформации его и разрушения.

Внедрение в производство плотины данной конструкции (рис. 8.2) в комплексе с новой системой замкнутого водоснабжения и очистки сточных вод проводилось в 1986 г. на карьере Мамонт Депутатского ГОКа [Костромин и др., 1987] совместно с кафедрой обогащения полезных ископаемых Читинского политехнического института.

В течение всего сезона осуществлялось наблюдение за состоянием плотины и хвостохранилища. Фильтрационных потерь воды практически не отмечалось. Плотину удалось сохранить от разрушения и избежать аварийных выбросов воды, хотя, как указывалось выше, до этого каждый год регистрировались деформации и разрушения разной локализации. Одновременно хвостохранилище использовалось как отстойник оборотной воды. Для ускорения и улучшения качества очистки воды применялся химический реагент (полиакреламид). С помощью этих мероприятий удалось снизить мутность стоков с 1–5 г/л до ПДК. Стоимость экранирования с учетом отсыпки защитного слоя составила 1,1 р./м (в ценах 1986 г.). В результате внедрения получен реальный экономический эффект более 35 тыс. р. (в ценах 1986 г.) и предотвращено загрязнение рек.

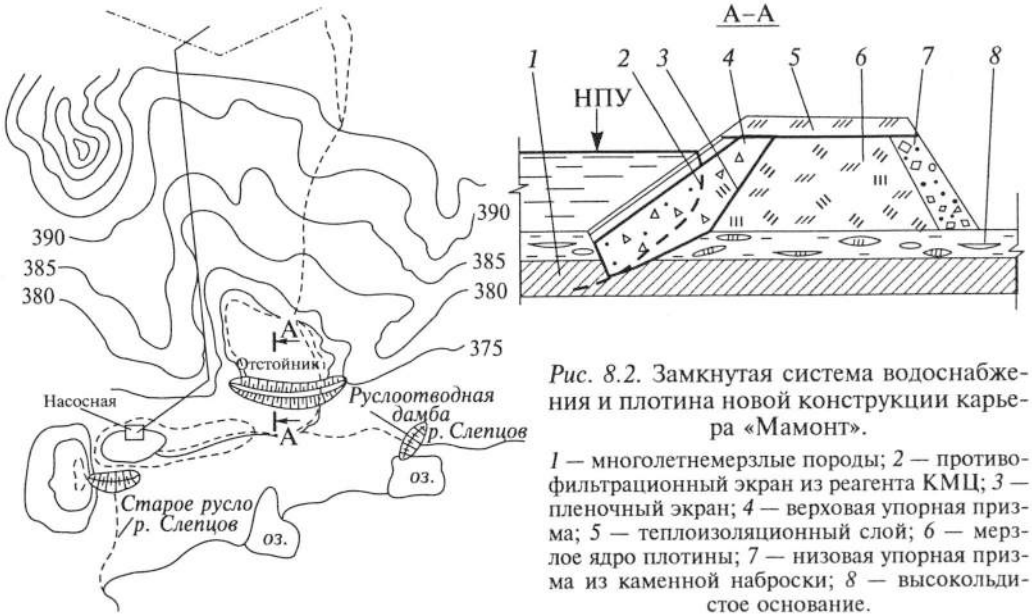


Рис. 8.2. Замкнутая система водоснабжения и плотина новой конструкции карьера «Мамонт».

1 — многолетнемерзлые породы; *2* — противофильтрационный экран из реагента КМЦ; *3* — пленочный экран; *4* — верховая упорная призма; *5* — теплоизоляционный слой; *6* — мерзлое ядро плотины; *7* — низовая упорная призма из каменной наброски; *8* — высокольдистое основание.

Таким образом, результаты исследований и промышленного внедрения показывают, что применение новых высокоэффективных систем водоснабжения в комплексе с плотинами, имеющими водонепроницаемое ядро, не только способствует качественной очистке технологической воды, но и частично решает вопросы охраны окружающей среды, улучшает условия и уменьшает объем работ по рекультивации поверхности.

Для борьбы с пылью на отвалах разработана технология обработки поверхности 1–2%-м водным раствором натрийкарбоксиметилцеллюлозы КМЦ [А.с. 1434814] при расходе воды 1–2 л/м (можно применять поливочные машины) или распылением 0,2–0,4 кг/м^2 порошка (можно использовать машины для разбрасывания удобрений) с последующим орошением водой — 0,1–0,3 л/мин на 1 м^2 поверхности 1–3 ч. Технология испытана на золотоотвалах Читинской ГРЭС и дала положительные результаты.

Галечные отвалы многих россыпных месторождений в результате полного извлечения ценного компонента, так же как и отвалы вскрыши рудных и угольных месторождений, после соответствующих исследований физико-механических свойств, морозостойкости и т.д. могут быть использованы в дорожном строительстве, при производстве железобетонных конструкций, в качестве балласта железнодорожного полотна и др. [Костромин и др., 1991].

Рассматривая проблему повышения эффективности дражных разработок, следует отметить необходимость и целесообразность создания единой методики для комплексной оценки эффективности новых технологических и технических решений.

Расчеты показывают, что удельная прибыль с учетом использования всех видов энергии, затрат по снижению сбросов до уровня ПДК, платы за использование природных и трудовых ресурсов при дражном способе разработки в 1,5–3,0 раза выше, чем при гидромеханизированном способе. Анализ опыта разработки этих двух конкурирующих способов показывает, что наметилась тенденция к увеличению относительной удельной прибыли дражного способа.

Глава 9

ТЕХНИЧЕСКИЕ УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ МНОГОЧЕРПАКОВЫХ ДРАГ

Драга — сложный горно-обогатительный комплекс, в котором соединены различные процессы: отделение от массива и выемка полезного ископаемого, транспортирование его до обогатительного узла, дезинтеграция и классификация, обогащение, получение готового продукта и отвалообразование. Все эти процессы взаимосвязаны и важны для ритмичной работы всего комплекса. Незначительный сбой в одном из звеньев приведет к нарушению работы всей системы, незапланированным эксплуатационным и технологическим потерям, разубоживанию полезного ископаемого, повышенному загрязнению водных источников, негативному воздействию на окружающую среду, усложнению работ по восстановлению земной поверхности.

Поэтому некоторые узлы и механизмы драги требуют конструктивных изменений вследствие следующих причин: низкой эффективности дезинтеграции и грохочения стандартных дражных бочек, ведущих к большим технологическим потерям ценного компонента; невозможности вести селективную выемку пустых пород без пропуска их через обогатительное оборудование; образованию больших потерь песков в межходовых целиках из-за существующих конструкций галечного отвалообразования и хвостовых колод.

Стандартные конструкции дражных бочек, устанавливаемых в настоящее время на драгах, несовершенны. Дезинтеграция материала из-за малой площади просеивающей поверхности и небольшого пути прохождения прогрохачиваемого материала, особенно глинистого и высокоглинистого, явно недостаточна, эффективность грохочения также невысокая, что, как было указано выше, приводит к большим потерям ценного компонента. Кроме того, современные бочки имеют, как правило, пять сеющих ставов с однотипными размерами отверстий (перфорацией) (мм): 8, 10, 12, 14, 16. Такое положение не всегда оправданно: на россыпях с мелким по крупности полезным ископаемым на обогатительное оборудование и в дражный разрез поступает избыточное количество эфельной фракции, что способствует смыву ценного компонента, чрезмерному загрязнению технологической воды, подваловке бортов дражного разреза, подэфеливанию кормы понтона драги. На россыпях с крупными зернами полезного ископаемого наблюдаются потери с галечным материалом. Поэтому желательно изготавливать дражные бочки с перфорацией, соответствующей особенностям данного россыпного месторождения.

Для устранения недостатков современных дражных бочек нами разработаны новые конструкции барабанных грохотов [А.с. 1093362; А.с. 1199302] (рис. 9.1, *а*, *б*).

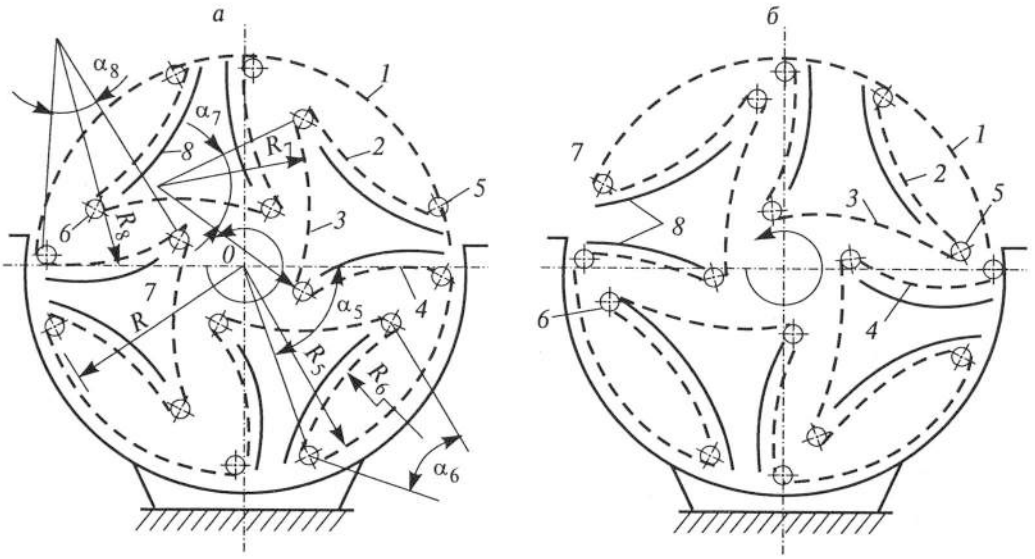


Рис. 9.1. Конструкции (*а*, *б*) барабанного грохота.
Пояснение в тексте.

Барабанный грохот [А.с. 1199302] имеет внешнюю цилиндрическую просеивающую поверхность, состоящую из дуговых перфорированных сит *1* и выполненных с тремя-четырьмя разрывами (см. рис. 9.1, *а*), образуемыми двумя продольными элементами *5*, переходящими в местах разрывов во внутренние просеивающие поверхности, имеющие в сечении форму криволинейных треугольных разомкнутых фигур и выполненных из дуговых перфорированных сит *2–4*, которые закреплены на продольных элементах *5–7*. Кроме того, барабанный грохот содержит внутри каждой внутренней просеивающей поверхности листовые дуговые отсекатели *8*. Продольные элементы *5–7* расположены по окружностям, описываемым из геометрического центра *0* барабанного грохота. Варьируя радиусы этих окружностей и взаимное расположение продольных элементов *5–7* по длине, можно изменять площадь дуговых перфорированных сит просеивающих поверхностей, расстояние между дуговыми перфорированными ситами *1* и *2* и расстояние между продольным элементом *7* и дуговым перфорированным ситом *3* внутренней просеивающей поверхности, которые ограничиваются максимальным размером наибольшего куска, а также высоту падения прогрохачиваемого материала при переходе его с одного перфорированного сита *2* на другое *4*.

При работе барабанного грохота (вращательное движение в направлении, указанном на рис. 9.1, *а*) прогрохачиваемый материал, поступающий из загрузочного устройства, попадает на перфорированное сито *3* внутренней просеивающей поверхности, частично классифицируется на нем, подрешетный материал через распределитель поступает на обогатительное оборудование. Непроклассифицированный материал каскадно поступает на перфорированное сито *1* внешней цилиндрической просеивающей поверхности и классифицируется на нем. Часть материала, не успевшая попасть при повороте барабана на сито *1*,

классифицируется на сите *3* и поступает при дальнейшем повороте барабанного грохота на сито *3* следующей внутренней просеивающей поверхности.

Далее при повороте грохота происходит перемещение материала с сита *1* внешней цилиндрической просеивающей поверхности на дуговое перфорированное сито *2*, его классификация и вывод подрешетного продукта с помощью листовых дуговых отсекателей *8* в распределитель. При дальнейшем повороте грохота прогрохачиваемый материал классифицируется, перемещается по ситу *2* внутренней просеивающей поверхности и каскадно поступает на сито *4* другой внутренней просеивающей поверхности, классифицируется на нем. Подрешетный продукт выводится с помощью листовых дуговых отсекателей *8* в распределитель, а надрешетный материал перемещается на сито *1* внешней просеивающей поверхности. В дальнейшем перемещение прогрохачиваемого материала повторяется.

Для более высокой эффективности грохочения, классификации и повышения производительности разработана другая конструкция барабанного грохота [А.с. 1199302]. Здесь дуговые сита *3* внутренней просеивающей поверхности (см. рис. 9.1, *б*), подходящие под геометрический центр *0* барабана, выполнены в форме изогнутой части ветви параболы, точка перегиба которой расположена со стороны ближайшей к центру загрузки *0*. Кроме того, дуговые сита *3* смещены относительно центра загрузки барабана *0* в направлении вращения барабана. Такая конструкция грохота позволяет обеспечить участие дуговых сит *3* в процессе грохочения по всей длине барабана. Достигается также поступление большего объема прогрохачиваемого материала на дуговые сита *1–4* внешней и внутренних просеивающих поверхностей. Таким образом, после полной загрузки барабанного грохота по всей его длине прогрохачиваемый материал находится и классифицируется на дуговом сите *3* внутренней просеивавшей поверхности на двух дуговых ситах *1* внешней просеивающей поверхности и на двух дуговых ситах *2* и *4* внутренней просеивающей поверхности. При этом прогрохачиваемый материал, попавший на дуговое сито *3* внутренней просеивающей поверхности, перемещается вдоль всей длины барабанного грохота к галечному лотку, совершая переходы от одного сита *3* к другому ситу *3* внутренней просеивающей поверхности, не переходя на сита внешней просеивающей поверхности. При перемещении песков по описанному движению происходит его каскадное и интенсивное перемешивание, что повышает эффективность дезинтеграции и грохочения.

Применение на драгах барабанных грохотов вышеприведенных конструкций имеет ряд преимуществ по сравнению с использованием дражных бочек. При равных внешних параметрах (длина, диаметр) площадь просеивающей поверхности барабанных грохотов в 2,0–2,5 раза больше в зависимости от расположения и размеров дуговых сит внутренних просеивающих поверхностей. Это, по расчетам, увеличивает производительность грохота на 30–50 %, а при одновременном повышении качества дезинтеграции и классификации — на 20–30 % за счет увеличения времени нахождения песков в грохоте и их каскадного перемещения, предусмотренного данной конструкцией. В комплексе с другими мероприятиями (например, разупрочнение пород в массиве) можно существенно (на 15–20 % и более) увеличить извлечение металла из глинистых и высокоглини-

стых россыпей. Барабанные грохоты конструктивно достаточно просты, их можно изготовить в механических мастерских горных предприятий.

Важным аспектом качественной рудоподготовки является селективная выемка горных пород, когда непродуктивная часть месторождений отделяется от массива и складируется в отвал, минуя обогатительное оборудование. Для этих целей существует конструкция драги с промежуточным транспортером пустой породы [А.с. 1521875].

Кроме того, при большой эфельности россыпи, когда имеется опасность подэфеливания кормы понтона, применение промежуточного транспортера, перемещавшего эфельную фракцию в галечный отвал, окажется эффективным средством стабильной и бесперебойной работы драги в этих сложных горно-геологических условиях. Драга данной конструкции может применяться в том случае, если вскрышные работы по какой-либо причине затруднены или выполняются не на полную мощность (заболоченные участки, высокий уровень грунтовых вод, большая мощность торфов и др.).

Черпаковая цепь драги *1* связана загрузочным лотком *2* с конвейером *3* (рис. 9.2). Бочка *4* посредством разгрузочного лотка *10* соединена с конвейерным отвалообразователем *9*. Конвейер подвешен на монорельс *5* с помощью подшипников качения *6* и может перемещаться внутрь дражной бочки. В нерабочем состоянии конвейер размещают на крыше стакера *8*. Конвейер и загрузочный лоток имеют шарниры *11*, *12*. Монорельс жестко закреплен на ставе конвейера-отвалообразователя и внутри дражной бочки. Такой транспортер можно установить и на действующих драгах.

Сущность селективной выемки данным способом заключается в том, что перед выемкой пустых пород бочка останавливается, подача воды на орошение горной массы прекращается, транспортер, представляющий собой передвиж-

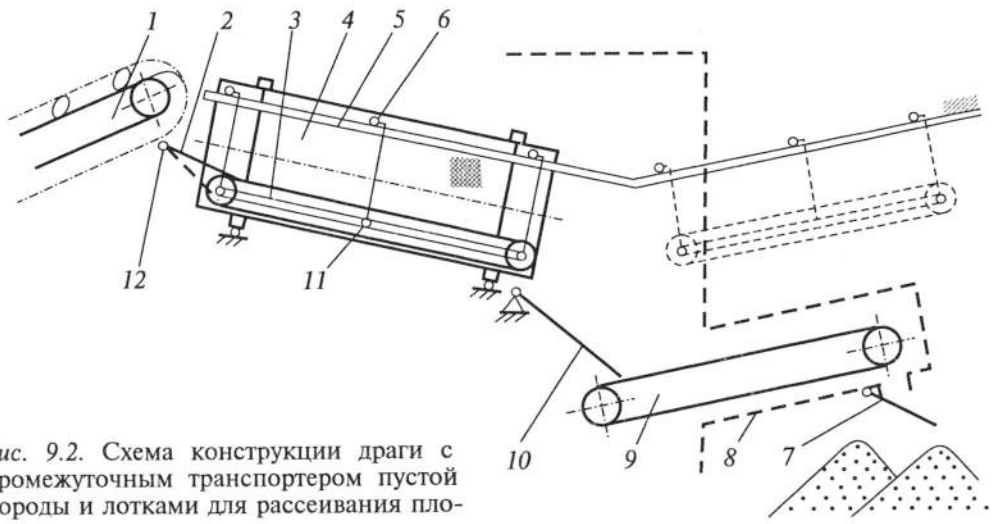


Рис. 9.2. Схема конструкции драги с промежуточным транспортером пустой породы и лотками для рассеивания плодородного слоя.

1 — черпаковая рама; *2* — загрузочный лоток; *3* — промежуточный транспортер; *4* — дражная бочка; *5* — монорельс; *6* — подшипники качения; *7* — лоток для рассеивания плодородного слоя; *8* — корпус стакера; *9* — конвейерный отвалообразователь; *10* — разгрузочный лоток; *11*, *12* — шарниры.

ной ленточный конвейер, с помощью лебедки или самоходом (в этом случае нужно предусмотреть привод и пневмоколесный или рельсовый ход) помещается в бочке и закрепляется растяжками, загрузочный лоток предварительно поднимается до уровня конвейера, после чего система готова к работе. Пустая порода (торфа) из черпаков драги через загрузочный лоток поступает на транспортер, далее через галечный лоток — на стакер и в галечный отвал, минуя обогатительное оборудование.

В этом случае производительность драги по пустой породе возрастает в 1,2–2 раза, увеличивается и общая производительность драги по горной массе, что дает прирост добычи металла на 10–30 %. Процесс работы обогатительного оборудования улучшается вследствие того, что непродуктивная часть россыпи, содержащая обычно много иловой фракции, направляется в галечный отвал. Уменьшается износ дорогостоящих частей бочки, резко снижается заиливание шлюзов, что благоприятствует улавливанию тонких фракций металла и повышению извлечения металла. Возрастает возможность поддерживания оптимального соотношения Т : Ж (твердое : жидкое) при драгировании пласта песков. Все это способствует снижению потерь ценного компонента при обогащении. Поступление иловой и тонкодисперсной фракции в дражный разрез уменьшается в 2–3 раза и более. Следовательно, существенно сокращаются трудоемкие и дорогостоящие мероприятия для очистки воды в кругообороте сточных вод. Более чистая вода также улучшает условия работы обогатительного узла.

При работе промежуточного транспортера отключаются электродвигатели привода бочки, насосов орошения бочки и завалочного люка, питания обогатительного узла. Мощность привода промежуточного транспортера небольшая (до 30 кВт). Суммарная мощность двигателей, отключаемых при работе драги по торфам, равна (для 250-литровой драги) 415 кВт. Вследствие этого экономия электроэнергии составляет 10–20 %.

Облегчаются работы по восстановлению нарушенных земель. Верхний плодородный слой месторождения поступает в галечный отдел, поэтому в определенных условиях отпадает необходимость делать специальный отвал плодородного слоя. На выходе из галечного транспортера устанавливается лоток 7 (см. рис. 9.2), с помощью которого можно распределять плодородный слой по необходимым площадям. В этом случае можно вести рекультивацию поверхности непосредственно за драгой, разравнивая галечные отвалы и сразу же нанося плодородный слой с помощью лотка. Для этих целей используют шагающие экскаваторы, или механические лопаты (прямые или обратные), а также бульдозеры. Таким образом, можно существенно (на 15–30 %) снизить работы на восстановление поверхности.

Как уже отмечалось выше, при работе драг в ряде случаев, особенно при отработке глубоких россыпей, наблюдается подваливание бортов разреза эфельными и галечными отвалами. В результате этого остаются межходовые целики или, при отработке целиков, происходит значительное разубоживание песков породами дражных отвалов. Для устранения потерь песков применяется способ разработки россыпи косым забоем, однако, как было отмечено, данный способ имеет ряд недостатков. Поэтому предлагается новая конструк-

ция драги с поворотными галечным отвалообразователем (стакером) и эфельными колодами.

Галечный отвалообразователь и эфельные колоды выполняются таким образом, чтобы они имели возможность поворота в левую и правую сторону относительно продольной оси по ходу драги, в этом случае возможна разработка россыпи поперечными ходами драги без подсыпки бортов разреза отвалами, стакер и эфельные колоды поворачиваются в сторону, противоположную сухому борту дражного разреза. Угол поворота зависит от размеров отвалов и высоты подсыпки сухого борта разреза. По известным формулам определяются размеры отвалов, высота и горизонтальное положение подсыпки борта разреза. Исходя из этих величин определяется угол поворота галечного отвалообразователя и эфельных колод. При необходимости во избежание крена драги с обеих сторон понтона помещаются дополнительные поплавки. Во время строительства новых драг это обстоятельство надо учитывать заранее и несколько увеличивать водоизмещение понтона.

Таким образом, конструкция драги с поворотными стакером и эфельными колодами позволяет избежать образования межходовых целиков и тем самым устранить большие потери ценного компонента или разубоживание песков.

Некоторые специалисты считают, что дражный способ разработки россыпей значительно ухудшает состояние окружающей среды, что часто является одним из главных аргументов в споре о возможности дальнейшего применения драг. Поэтому необходимо более глубоко исследовать экологическое воздействие дражных разработок и всесторонне оценить их влияние.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Анализ отечественных и зарубежных научных исследований и опыта эксплуатации на производственных предприятиях дражных разработок показывает, что, несмотря на тенденцию ухудшения горно-геологических, горно-технических, климатических условий и относительно высокие по сравнению с другими способами показатели, имеются значительные резервы для дальнейшего повышения эффективности горных работ. Это в первую очередь достигается за счет совершенствования способа предохранения дражных полигонов от промерзания затоплением, разупрочнением трудноразрабатываемых глинистых и цементированных россыпей в массиве, сокращением технологических и эксплуатационных потерь ценного компонента, снижением отрицательного влияния горных работ на окружающую среду, техническим усовершенствованием многочерпаковых драг, их узлов и агрегатов.

Для обеспечения надежности принятия проектных решений разработаны классификации: россыпей как объекта дражных разработок; способов дражных разработок континентальных россыпей; систем дражных разработок россыпей.

Наибольшие эксплуатационные потери песков отмечаются в межшаговых (до 8–9 %) и межходовых (до 20–25 %) целиках. Однако нет надежных и достоверных методик оценки этих потерь. Нами представлены методика и инженерные методы расчета потерь песков в межшаговых целиках в зависимости от типа драги, глубины черпания (угла наклона черпаковой рамы), величины шага и т.д. Особенность данной методики заключается в том, что в отличие от других, она не предусматривает проведения трудоемких и дорогостоящих замеров профилей забойных откосов и дна разреза здесь учитывается только криволинейная форма забоя в плане. При этом появляется возможность более точно определить величину межшагового целика. Необходимо отметить, что численное значение потерь в межшаговых целиках по данной методике можно рассчитать независимо от времени отработки россыпи (при наличии соответствующей документации). При составлении проекта на разработку нового месторождения можно прогнозировать потери и планировать мероприятия по их ликвидации.

Разработаны методика и инженерные методы расчета потерь песков в межходовых целиках в зависимости от глубины черпания, физико-механических свойств пород, величины перекрытия смежного хода драги. Для существующих методик обязательным условием является проведение трудоемких и дорогостоящих операций тахеометрической съемки верхних границ разреза, а также фиксация фактического уровня воды, глубин по откосам бортов разреза и дну

котлована. Наша методика позволяет аналитически и более точно рассчитать площадь поперечного сечения и объем целика без инструментальной съемки. Поэтому истинное сечение целика определить трудно или невозможно при подсыпке бортов разреза дражными отвалами. Для предотвращения разубоживания отвалами при отработке межходовых целиков предложена конструкция драги с поворотными галечным отвалообразователем и эфельными колодами.

Теория и практика разработки россыпных месторождений показывают, что наиболее эффективным способом предохранения дражных полигонов от промерзания является затопление. Представлены технологические схемы предохранения пород от промерзания затоплением с использованием химического кольматажа и экранирования плотин полимерными пленками. Установлены необходимые размеры зуба и понура для различных условий месторождения, а также нормы расхода реагента, которые изменяются в пределах 0,5–3,0 кг/м в зависимости от гранулометрического состава пород.

Получены зависимости: рациональной высоты плотины, сооружаемой бульдозерами из пород вскрыши, для предохранения дражных полигонов от промерзания; минимальной себестоимости предохранения 1 м песков для этих же условий; срока предохранения от промерзания в зависимости от конкретных условий разрабатываемых месторождений; относительных фильтрационных расходов через тело и основание плотин с противофильтрационными экранами из полимерных пленок и химических реагентов от длины понура, глубины зуба и удельного расхода реагента. Предложены методики выбора рациональных технологических схем предохранения дражных полигонов от сезонного промерзания затоплением для конкретных условий разрабатываемых месторождений, а также выбора параметров технологических схем, обеспечивающих требуемый срок предохранения от промерзания.

Усовершенствована методика оценки запасов ценного компонента техногенных россыпей. При подсчете запасов полезного ископаемого и определении вероятных поправочных коэффициентов необходимо использовать аналитические зависимости технологических потерь ценного компонента от глинистости россыпи, эффективности дезинтеграции песков, крупности металла. Выдвинута гипотеза, которую необходимо учитывать при прогнозировании добычи металла из геотехногенных россыпей, заключающаяся в том, что извлечение металла зависит от изменения климатических и метеорологических факторов как в период между разработкой целиковой и последующей геотехногенной россыпи, так и непосредственно перед отработкой геотехногенной россыпи. Для уменьшения объема образующихся в процессе дражной разработки природно-техногенных и геотехногенных россыпей, а также для повышения эффективности их отработки предложены: технология физико-химического разупрочнения глинистых и высокоглинистых россыпных месторождений в целике, подачи реагента-диспергатора через дражную бочку и массив галечного и эфельного отвалов, новые конструкции барабанных грохотов, конструкции драг с промежуточным транспортером пустой породы, поворотным стакером и эфельными колодами.

Представлены принципиальные положения формирования геотехногенных россыпных месторождений после дражных разработок. Показана роль ми-

нералого-геохимических факторов преобразования массивов техногенных рыхлых отложений (эфелей, эфельно-галечных отвалов и др.), формирующихся в процессе дражных разработок, в геотехногенные россыпные месторождения. Обращено внимание на необходимость изучения биогеохимических процессов и криоминералогенеза в изменении форм и размеров золота, созревании геотехногенных месторождений для их последующей дражной разработки.

Технология дражной разработки высокогорных россыпей (Таджикистан, Памир), освещенная в монографии, может быть применена в аналогичных условиях других районов нашей страны и за рубежом.

Технология подготовки глинистых и высокоглинистых россыпей к драгированию с использованием реагентов-диспергаторов позволяет за счет уменьшения связей между частицами металла и глиной увеличить производительность драги на 10–15 %, повысить извлечение металла на 20–25 %.

Известно, что отрицательное воздействие дражных разработок на окружающую среду происходит в достаточно широких масштабах. На больших площадях нарушаются плодородные земли, изменяется микрорельеф местности, загрязняются водные источники, оказывается отрицательное влияние на животный и растительный мир. Для оценки влияния горных работ на окружающую среду представлена типизация техногенных воздействий горного производства на окружающую среду. Модернизированы для условий дражных разработок системы локального и замкнутого водоснабжения, причем для районов с суровыми климатическими условиями разработана принципиально новая конструкция плотины, обеспечивающая надежность систем водоснабжения и очистки сточных вод. Внедрение таких систем водоснабжения не только способствует качественной очистке технологической воды, но и частично решает вопросы охраны окружающей среды, улучшает условия и уменьшает объем работ по рекультивации поверхности. Для борьбы с пылью на отвалах и хвостохранилищах рекомендуется применять водный раствор или порошковую (с последующим орошением) натрийкарбоксиметилцеллюлозу. Галечные отвалы после полного извлечения ценного компонента возможно использовать для народно-хозяйственных нужд.

Для повышения эффективности работ драг и дражного способа разработки в целом разработаны конструктивные изменения узлов и отдельных элементов драг. Применение барабанных грохотов новой конструкции увеличивает производительность грохочения на 30–50 % при одновременном повышении качества дезинтеграции и классификации на 20–30 % и извлечения ценного компонента. Драга с промежуточным транспортером пустой породы позволяет увеличить производительность по торфам в 1,2–2 раза, возрастает и общая производительность по горной массе, что дает прирост добычи металла на 10–30 %. Уменьшается износ дражной бочки, увеличивается извлечение металла за счет резкого снижения заиливания шлюзов. Сокращаются трудоемкие и дорогостоящие мероприятия по очистке технологической воды, происходит экономия электроэнергии на 10–20 %. Применение на выходе из галечного транспортера лотка на 10–30 % снижает работы по восстановлению земной поверхности. Конструкция драги с поворотными галечным отвалообразователем и эфельными колодами позволяет исключить образование

межходовых целиков и разубоживание песков отвалами, при этом потери ценного компонента сокращаются до 10–25 % и более, разубоживание до 10–25 % и более.

Внедрение результатов исследований на золотодобывающих предприятиях Западной Сибири, Дальнего Востока, Забайкалья, Якутии, Таджикистана показало, что имеется возможность существенно улучшить технико-экономические показатели, улучшить экологическую обстановку, повысить конкурентоспособность дражной разработки россыпей в сложных горно-геологических, горно-технических и природно-климатических условиях. И это позволяет рекомендовать полученные научно-технические разработки, организационно-технологические методы и технологии для более широкого внедрения на предприятиях Сибири, Забайкалья, Дальнего Востока и северных районов России.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

А.с. 1093362 СССР, $B07B^{1}/_{22}$. Барабанный грохот / В.В. Гузеев и др.; заявл. 21.04.83; опубл. 23.05.84, Бюл. № 19.

А.с. 1199302 СССР, $B07B^{1}/_{22}$. Барабанный грохот / В.В. Гузеев и др.; заявл. 22.06.84; опубл. 23.12.85, Бюл. № 47.

А.с. 1434814 СССР, $E02B^{7}/_{06}$. Плотина известных материалов на высокольдистых основаниях в суровых климатических условиях / С.В. Зайцев и др.; заявл. 16.07.87; не подлежит опубликованию в открытой печати; зарегистрир. 01.07.88.

А.с. 1521875 СССР, $E21C^{45}/_{00}$, $E02F^{3}/_{88}$. Драга / М.В. Костромин, А.Н. Зимбовский; заявл. 22.12.87; опубл. 15.11.89, Бюл. № 42.

А.с. 608003 СССР, $E02B^{3}/_{16}$. Способ пылеподавления на отвалах / А.В. Рашкин, М.В. Костромин и др.; заявл. 28.04.75; опубл. 25.07.78, Бюл. № 19.

Арэ Ф.Э. Теплопроводность воздушно-ледяных покрытий / Ф.Э. Арэ. — М.: Наука, 1965.

Арэ Ф.Э. Защита грунтов от зимнего промерзания при помощи воздушно-ледяного покрытия / Ф.Э. Арэ, Г.С. Балобаев // Процессы тепло- и массообмена в мерзлых горных породах: сб. науч. тр. АН СССР. — М., 1965.

Афанасьев И.И. Передовой опыт драгирования россыпей / И.И. Афанасьев. — М.: Главзолото, ОБТИ, 1956. — 40 с.

Балобаев В.Т. Протаивание мерзлых горных пород при взаимодействии с атмосферой / В.Т. Балобаев // Тепло-массообмен в мерзлых толщах земной коры: сб. науч. тр. — М., 1963.

Балобаев В.Т. Влияние поверхностного слоя на тепловой режим и глубину протаивания мерзлых горных пород / В.Т. Балобаев. — М.: Наука, 1964.

Барбот-де-Марни Е.Н. Драгирование россыпных месторождений золота и платины / Е.Н. Барбот-де-Марни. — М.: Гостехиздат, 1924.

Батюк В.П. Применение полимерных материалов в борьбе с фильтрацией каналов / В.П. Батюк. — М.: Изд-во ВНИИГиМ, 1966.

Болотов Б.Н. Методика оценки изменений геологической среды и классификации горных предприятий по их влиянию на окружающую среду / Б.Н. Болотов // Влияние горно-добывающей промышленности на геосреду и ее охрана: сб. науч. тр. — Пермь, 1981.

Бояринцев Д.И. Свободная конвекция в горизонтальных воздушных слоях / Д.И. Бояринцев // Журн. техн. физ. — М., 1937. — Т. 7, вып. 17.

Бояринцев Д.И. Теплопередача через жидкости и газовые прослойки / Д.И. Бояринцев // Журн. техн. физ. — М., 1950. — Т. 20, вып. 2.

Вашлаев И.И. Классификация техногенных нарушений земель при разработке месторождений и переработке полезных ископаемых / И.И. Вашлаев // Горн. журн. — 1986. — № 12. — С. 54–55.

Ведяев Ю.М. Предохранение горных пород от промерзания с помощью водовоздушных пен / Ю.М. Ведяев, В.Г. Пятаков, В.Ф. Сафонов // Пробл. горн. теплофиз. Термические методы разработки горных пород: всесоюз. науч.-техн. конф., посвящ. 200-летию Ленингр. горн. ин-та. — Л., 1975.

Вечеслов А.Г. Электрические и паровые драги / А.Г. Вечеслов. — М.: Металлургиздат, 1941. — 268 с.

Водорастворимые полимеры и их взаимодействие с дисперсными системами / К.С. Ахмедов и др. — Ташкент: Изд-во ФАН УзССР. — 1969.

Водоснабжение и очистка сточных вод при разработке россыпных месторождений / В.В. Назаров и др. — М.: Недра, 1975. — 184 с.

Волков П.С. Дождевание в борьбе с сезонной мерзлотой / П.С. Волков // Советская золотопромышленность. — 1936. — № 11.

Временные инструктивные указания по применению игловой оттайки с зимним бурением скважин / тр. ВНИИ-1. — Магадан, 1984.

Временные указания на применение быстротвердеющей пены как теплоизоляции в суровых климатических условиях. — Л.: Энергия, 1970.

Гайдин А.М. Типизация месторождений полезных ископаемых по влиянию их разработки на геологическую среду / А.М. Гайдин // Горн. журн. — 1986. — № 12. — С. 14–16.

Глебов В.Д. Конструирование пленочных противофильтрационных элементов в плотинах и перемычках / В.Д. Глебов, В.П. Лысенко // Гидротехн. стр-во. — 1973. — № 5. — С. 33–35.

Глебов П.Д. Устройство противофильтрационных завес нагнетанием битумных эмульсий / П.Д. Глебов. — М.; Л.: Госэнергоиздат, 1959.

Гольдтман В.Г. Гидравлическое оттаивание мерзлых горных пород / В.Г. Гольдтман, В.В. Знаменский, С.Д. Чистопольский // тр. ВНИИ-1. — Магадан, 1970. — Т. 3. — 450 с.

Горлов В.Д. Рекультивация земель на карьерах / В.Д. Горлов. — М.: Недра, 1981.

Гудков П.П. Золотопромышленная драга и ее практическое применение / П.П. Гудков. — Красноярск, 1903.

Далматов Б.Н. Искусственное засоление грунтов в строительстве / Б.Н. Далматов, В.С. Ласточкин. — М.: Стройиздат, 1965.

Дружинин С.А. Предохранение грунтов от промерзания при помощи воздушно-водяной пеноизоляции / С.А. Дружинин, В.М. Чешков // Колыма. — 1969. — № 1.

Дружинин С.А. Применение полимерных пен для предохранения горных пород от промерзания / С.А. Дружинин, В.Н. Лебедев, А.И. Петрикова // Пробл. горн. теплофизики: терм. методы разр. горн. пород: Всесоюз. науч.-техн. конф., посвящ. 200-летию Ленингр. горн. ин-та. — Л., 1975. — С. 66–68.

Емельянов У.Г. Применение хлористого натрия для предохранения грунтов от замерзания / У.Г. Емельянов // Подготовка мерзлых грунтов для устройства фундаментов: сб. науч. тр. — М.: Стройиздат, 1968.

Зарождение кристаллов золота в клетках дрожжей и его аккумуляция / Е.Д. Коробушкина, В.И. Бирюзова, И.М. Коробушкин и др. // ДАН. — 1989. — Т. 304, № 2. — С. 431–433.

Зельдович Я.Б. Высшая математика / Я.Б. Зельдович. — М.: Наука, 1970. — 560 с.

Зимняя укладка связных грунтов на Крайнем Севере / Е.Н. Батенчук и др. — М.: Энергия, 1968.

Золото Бурятии / П.А. Рощектаев, А.Г. Миронов, Г.И. Дорошкевич и др. — Улан-Удэ: Изд-во БНЦ СО РАН, 2004. — 516 с.

Золотопромышленный календарь. — СПб., 1912. — № 21. — 765 с.

Зубрилов Л.Е. Драгирование россыпей / Л.Е. Зубрилов. — Свердловск; Москва: Металлургиздат, 1944. — 116 с.

Инструктивные указания к использованию пенополистироловых щитов для утепления горных пород / тр. ВНИИ-1. — Магадан, 1975.

Калашников П.А. Перспективы разведки и добычи россыпного золота в Балейском районе / П.А. Калашников // Проблемы Балея: зап. Заб. фил. Геогр. об-ва СССР. — 1970, вып. 62. — С. 107–111.

Кисляков В.Е. Расчет отстойников оборотного водоснабжения при разработке россыпей / В.Е. Кисляков. — Красноярск: КИЦМ, 1988.

Кистер Э.Г. Химическая обработка буровых растворов / Э.Г. Кистер. — М.: Недра, 1972.

Ковальчук Ю.Ф. Опыт применения химических материалов для противофильтрационной защиты в условиях Крыма / Ю.Ф Ковальчук // Мелиорация и вод. хозяйство: респ. межвед. темат. науч.-техн. сб. — Киев, 1972. — Вып. 21.

Колмогоров Н.К. Состояние дражного золота России / Н.К. Колмогоров, В.И. Политюк, Ю.Е. Коуман // Комплексное освоение и экология россыпных и морских месторождений: межвуз. науч. сб. тр. — М.: МГГА, 1998. — С. 29–34.

Константинов В.Н. Формирование техногенных россыпей при отработке дражных полигонов и оценка из запасов: автореф. дис. ... канд. техн. наук / В.Н. Константинов; Ирк. полит. ин-т. — Иркутск, 1986. — 21 с.

Коробушкина Е.Д. Зарождение кристаллов золота в клетках дрожжей и его аккумуляция / Е.Д. Коробушкина, В.И. Бирюзова, И.М. Коробушкин, Г.И. Каравайко // ДАН. — 1989. — Т. 304, № 2. — С. 431–433.

Коробушкина Е.Д. Моделирование гипергенных и россыпеобразующих процессов на золоторудных месторождениях Восточного Забайкалья на основе геохимической деятельности микроорганизмов / Е.Д. Коробушкина, В.Г. Гладков // Новый век — новые открытия. Межрегион. науч.-практ. конф., посвященная 40-летию ЗабНИИ: материалы конф. — Чита, 2001. — С. 155–157.

Коршунов В.Н. Современные взгляды на структуру амальгам / В.Н. Коршунов // Амальгамные системы: строение и электрохимические свойства. — М.: Изд-во МГУ, 1990. — С. 11.

Костовецкий В.П. Горное производство и биосфера / В.П. Костовецкий // Тр. ГИГХС. — М., 1981. — Вып. 53.

Костромин М.В. Эффективность предохранения дражных полигонов от промерзания путем затопления водой / М.В. Костромин // Повышение эффективности разработки месторождений полезных ископаемых Восточной Сибири: сб. науч. тр. — Иркутск, 1976. — С. 110–120.

Костромин М.В. Исследование способа предохранения дражных полигонов от промерзания затоплением: автореф. дис. ... канд. техн. наук / М.В. Костромин. — М.: Моск. геол.-развед. ин-т, 1977. — 20 с.

Костромин М.В. Исследование и внедрение способа подготовки дражных полигонов в условиях Восточной Сибири и Средней Азии / М.В. Костромин, Е.И. Комаров, А.И. Большаков // Разработка и обогащение твердых полезных ископаемых: сб. тр. ИПКОН АН СССР. — М., 1981. — С. 21–24.

Костромин М.В. Полупромышленные испытания подготовки высокоглинистых конгломератов к выемке / М.В. Костромин, В.П. Насонов, В.В. Гузеев // Развитие производительных сил Сибири и задачи ускорения научно-технического процесса: сб. докл. всесоюз. конф. — Красноярск, 1985. — С. 126–129.

Костромин М.В. Выбор эффективной технологии дражной разработки россыпного месторождения в условиях высокогорья / М.В. Костромин, С.Г. Позлутко // Проблемы разработки полезных ископаемых в условиях высокогорья: первый Всесоюз. семинар. — Фрунзе, 1987. — С. 89–90.

Костромин М.В. Повышение надежности плотин в системе оборотного водоснабжения гидромеханизированных разработок Депутатского ГОКа / М.В. Костромин, С.Г. Позлутко, С.В. Зайцев // Колыма. — 1987. — № 11. — С. 12–14.

Костромин М.В. Совершенствование технологии горно-подготовительных работ на россыпях Забайкалья / М.В. Костромин, С.Г. Позлутко, В.С. Абалаков // Разработка россыпных месторождений: сб. науч. тр. — М., 1987. — С. 21–27.

Костромин М.В. Влияние дражной и гидромеханизированной разработки россыпных месторождений / М.В. Костромин, Ю.М. Овешников, С.Г. Позлутко // Рациональное природопользование в условиях перестройки: Мельниковские чтения: сб. докл. Всесоюз. науч. практ. конф. — М., 1990.

Костромин М.В. К вопросу оценки запасов полезного компонента в дражных отвалах / М.В. Костромин, С.Г. Позлутко // Рудоподготовка и ее эффективность: Всесоюз. совещ.: сб. науч. тр. — Фрунзе, 1990.

Костромин М.В. Опыт инженерно-хозяйственного освоения территории по видам работ / М.В. Костромин, Ю.М. Овешников, С.Г. Позлутко // Инженерная геология СССР. — М.: Недра, 1990. — С. 326–337.

Костромин М.В. Определение величины межшагового целика при дражной разработке россыпей / М.В. Костромин, С.Г. Позлутко // Горн. журн. — 1991. — № 12. — С. 37–39.

Костромин М.В. Рациональное использование вскрышных пород месторождений Забайкалья / М.В. Костромин, В.А. Козлов, С.Г. Позлутко // Проблемы рационального освоения минеральных ресурсов: Мельниковские чтения: сб. докл. Всесоюз. совещ. — Хабаровск, 1991.

Костромин М.В. Дражные работы в ПО "Амурзолото" / М.В. Костромин, Н.А. Старков // Горн. журн. — 1992. — № 1.

Костромин М.В. Предохранение дражных полигонов от промерзания с использованием плотин / М.В. Костромин // Недра Востока. — 1993. — С. 34–37.

Костромин М.В. Разработка научно-методических основ и организационно-технологических методов повышения эффективности разработок россыпей: дис. ... д-ра техн. наук / М.В. Костромин. — Хабаровск, 1994. — 92 с.

Костромин М.В. Повышение эффективности разработки техногенных и природно-техногенных россыпей / М.В. Костромин, С.Г. Позлутко // Горн. журн. — 1996. — № 9–10. — С. 17–21.

Костромин М.В. История развития техники и технологии добычи и переработки золота / М.В. Костромин // 300 лет горно-заводского дела в Забайкалье: материалы симпозиума. — Чита, 2001. — С. 9–24.

Костромин М.В. Проблемы золотодобычи в Забайкалье / М.В. Костромин // Вестн. МАНЭБ. — СПб.; Чита, 2001. — Спец. вып. — С. 40–45.

Костромин М.В. Определение потерь песков в межшаговых целиках при дражной разработке россыпей / М.В. Костромин // Горн. журн. — 2002. — № 8. — С. 12–13.

Куколев Н.Г. Опыт работы коллектива драги № 179 / Н.Г. Куколев // Колыма. — 1961. — № 8.

Кутателадзе С.С. Справочник по теплопередаче / С.С. Кутателадзе, В.М. Боришанский. — М.; Л.: Госэнергоиздат, 1959.

Лесков В.И. Предохранение дражного полигона от сезонного промерзания / В.И. Лесков, М.Е. Царегородов // Колыма. — 1966. — № 6.

Лешков В.Г. Дражные работы на россыпях глубокого залегания / В.Г. Лешков. — М.: Недра, 1964. — 308 с.

Лешков В.Г. Теория и практика разработки россыпей многочерпаковыми драгами / В.Г. Лешков. — М.: Недра, 1980. — 352 с.

Ломтадзе В.Д. Оценка и прогноз изменений геологической среды под влиянием горнодобывающих предприятий / В.Д. Ломтадзе // Зап. Ленингр. горн. ин-та. — 1986. — Т. 100, № 3. — С. 3–16.

Лысенко В.П. Некоторые вопросы устроительства полиэтиленовых противофильтрационных элементов плотин из местных материалов / В.П. Лысенко // ВНИИгидротехники: сб. докл. — М., 1972. — Вып. 74. — С. 159–165.

Макаров В.А. Опыт переоценки эфельных отвалов техногенных россыпей и хвостохранилищ с использованием новых технологий / В.А. Макаров // Материалы междунар. школы-семинара "Техника и технология для извлечения мелкого самородного золота". Роскомдрагмет, Союз артелей старателей, АО «Иргиредмет». — Иркутск, 31 июля — 5 августа, 1995. — С. 79–84.

Макаров В.А. Условия формирования техногенных золотосодержащих объектов и особенности методики их геолого-технологической оценки / В.А. Макаров: автореф. дис. ... д-ра геол.-мин. наук. — Красноярск, 2001. — 48 с.

Матвеев А.А. Повышение эффективности очистки промстоков и разработке россыпей / А.А. Матвеев, В.М. Волкова. — М.: Недра, 1981. — 136 с.

Материалы областного совещания дражников Дальстроя / Главное управление Дальстроя. — Магадан: Отд. техн. информ. Дальстроя, 1956. — 196 с.

Материалы семинара по повышению эффективности вскрышных работ на горных предприятиях объединения "Северовостокзолото". — Магадан: Отд. техн. информ. Дальстроя, 1969.

Мирзеханов Г.С. Условия формирования, принципы прогноза и оценки ресурсов техногенных образований отработанных россыпей золота (на примере юга Дальнего Востока): автореф. дис. ... д-ра геол.-мин. наук. — Благовещенск, 2005. — 46 с.

Михайлов А.М. Охрана окружающей среды при разработке месторождений открытым способом / А.М. Михайлов. — М.: Недра, 1981.

Михеев М.А. Основы теплопередачи / М.А. Михеев. — М.; Л.: Госэнергоиздат, 1947.

Морозов В.Н. Совершенствование технологии разупрочнения глинистых песков на основе их реагентной обработки в процессе подготовки к выемке / В.Н. Морозов. — М.: МГРИ, 1989. — 21 с.

Мязин В.П. Совершенствование технологии переработки золотосодержащих песков с использованием систем замкнутого водоснабжения промприборов / В.П. Мязин // Горн. журн. — 1996. — № 9–10. — С. 23–27.

Мязин В.П. Анализ потерь металла глинистых золотосодержащих песков / В.П. Мязин, Е.К. Загирова // Обогащение руд: сб. науч. тр. — Иркутск, 1978.

Натоцинский В.И. Подготовительные работы при разработке россыпных месторождений / В.И. Натоцинский. — М.: Недра, 1975. — 168 с.

Новые тампонажные растворы для закрепления пород при строительстве подземных сооружений / С.Д. Воронкевич. — М.: Изд-во МГУ, 1971.

Нурок Г.А. Производство земляных работ методом гидромеханизации в зимних условиях / Г.А. Нурок // Строит. пром-сть. — 1941. — № 2.

Нурок Г.А. Утепление зимних забоев для экскаваторных и гидромеханизированных работ / Г.А. Нурок // Строит. пром-сть. — 1948. — № 9.

Оболенский А.А. Генезис месторождений ртутной рудной формации на примере Южно-Сибирской металлогенической провинции и Монголии / А.А. Оболенский. — Новосибирск, 1985. — 194 с.

Овешников Ю.М. Некоторые результаты исследований по полноте отработки россыпных месторождений драгами / Ю.М. Овешников, А.И. Большаков // Открытая разработка россыпей: межвуз. сб. науч. тр. — М., 1987.

Определение объемов пород подлежащих планировке при рекультивации земель нарушенных дражными работами / К.Е. Судаков и др. // Колыма. — 1982. — № 3–4. — С. 51–53.

Опыт дражных разработок за рубежом. — М., 1987. — Вып. 3. — 44 с.

Опыт применения полимерных экранов при сооружении плотин на дражных полигонах / А.В. Рашкин и др. // Колыма. — 1968.

Опыт строительства гидротехнических сооружений при разработке россыпных месторождений / А.В. Рашкин и др. // Колыма. — 1973. — № 15.

Павловский Н.Н. Теория движения грунтовых вод под гидротехническими сооружениями и ее основные приложения / Н.Н. Павловский. — М.; Л.: Изд-во АН СССР, 1956. — Т. 2.

Пантелеев А.Н. Разработка мерзлых грунтов с применением раствора хлористого натрия / А.Н. Пантелеев. — М.: Госстройиздат, 1964.

Панфилов А.В. Из опыта работы механизаторов прииска Ыныкчан / А.В. Панфилов // Колыма. — 1953. — № 7.

Перельман А.И. Геохимия / А.И. Перельман. — М.: Высш. шк., 1989. — 527 с.

Песиков Е.С. Определение коэффициента фильтрации песков на приборе КФ-100 / Е.С. Песиков, Ю.П. Скурский // Тр. Ташкент. ин-та инженеров ирригации и механизац. с.-х. — 1973. — Вып. 55. — С. 148–153.

Петропавловский Г.А. Карбоксиметицеллюлоза и ее химические и физико-химические свойства / Г.А. Петропавловский // Журн. прикл. химии. — 1959 — Т. 32, № 2. — С. 214–253.

Повышение эффективности дражных работ. — М.: Цветмет, 1965.

Подготовка глинистых россыпей к драгированию с использованием реагентов-диспергаторов / М.В. Костромин и др. // Колыма. — 1990. — № 6. — С. 12–14.

Потемкин С.В. Оттайка мерзлых пород / С.В. Потемкин. — М.: Недра, 1991. — 160 с.

Приймак А.И. Изучение применяемости пенопластов для предохранения грунтов от сезонного промерзания / А.И. Приймак // Тр. ВНИИ-1. — Магадан, 1966. — Т. 25.

Применение водовоздушных пен в качестве теплоизоляции при отрицательных температурах: рекомендации. — Иркутск: Иргиредмет, 1972.

Прогноз региональных изменений геологической среды, проблемы ее рационального использования и охраны в связи с дальнейшим народнохозяйственным развитием региона // М.В. Костромин и др. // Инженерная геология СССР. — М.: Недра, 1990. — С. 352–368.

Промывочные жидкости и тампонажные растворы / А.Н. Булатов и др. — Киев: Техника, 1974.

Пусков В.И. Влияние искусственного засоления на теплофизические свойства грунтов / В.И. Пусков // Материалы VIII Всесоюз. междуведомственного совещания по геокриологии. — Якутск, 1966.

Пятаков В.Г. Совершенствование способа предохранения пород от сезонного промерзания пенистыми покрытиями / В.Г. Пятаков, Б.В. Левинский, Ю.М. Ведяев // Разработка рудных и россыпных месторождений. — 1973. — С. 71–80.

Пятаков В.Г. Научно-методическое обоснование интенсификации процессов дражных разработок многолетнемерзлых россыпных месторождений неглубокого залегания: автореф. дис. ... д-ра техн. наук / В.Г. Пятаков. — М.: МГГА, 1994. — 39 с.

Размораживание грунтов с применением раствора хлористого натрия / В.И. Буй и др. // Обогащение песка и размораживание грунтов. — М.: Стройиздат, 1966.

Разработка мерзлых грунтов при строительстве жилищных дорог в районах Урала и Западной Сибири / Н.Т. Дорогокупля и др. — М.: Оргтрансстрой, 1969.

Рашкин А.В. Исследование тампонажных растворов на основе натрийкарбоксилцеллюлозы / А.В. Рашкин, Н.Г. Шувалов // Колыма. — 1971. — № 1. — С. 14–16.

Рашкин А.В. Противофильтрационная защита земляных плотин при разработке россыпей / А.В. Рашкин, М.В. Костромин, П.Ф. Стафеев // Горн. журн. — 1976. — № 10. — С. 12–14.

Рашкин А.В. Тепловая и водная подготовка горных пород при разработке мерзлых россыпей / А.В. Рашкин, П.Б. Авдеев, Ю.В. Субботин. — М.: Горная книга, 2004. — 352 с.

Сборник инструктивных материалов по охране и рациональному использованию полезных ископаемых. — М.: Недра, 1977. — С. 71–78.

Свиридов А.П. Драгостроение и драгирование золота и платины / А.П. Свиридов. — Иркутск.: Вост.-Сиб. кн. изд-во, 1935. — 192 с.

Свиридов А.П. Драги и драгирование / А.П. Свиридов. — М.: Металлургиздат, 1952.

Секисов Г.В. Минеральные объекты и их рациональное освоение / Г.В. Секисов. — М.: Наука, 1994. — 260 с.

Секисов Г.В. Основы минералопользования / Г.В. Секисов. — Владивосток: Дальнаука, 1998. — 280 с.

Серов Н.М. Укрепление грунтов жидкими сланцевыми смолами / Н.М. Серов // Химическое укрепление грунтов в аэродромном и дорожном строительстве. — М.: Транспорт, 1967.

Соколовский В.В. Полимерные пленочные экраны в мелиоративном строительстве / В.В. Соколовский, А.А. Миронов // Тр. координац. совещ. по гидротехнике. — 1972. Вып. 74. — С. 124–128.

Справочник по разработке россыпей / В.П. Березин и др. — М.: Недра, 1973.

Справочное руководство по тампонажным растворам / В.С. Данюшевский и др. — М.: Недра, 1972.

Старков В.М. Труды ЦНИГРИ / В.М. Старков, А.С. Акунферов, Г.А. Панасенко. — М., 1967. — Вып. 78.

Старков В.М. Подготовка вечно мерзлых полигонов к драгированию методом естественного оттаивания / В.М. Старков // Тр. ЦНИГРИ: сб. науч. тр. — М., 1969. — Вып. 86. — С. 18–24.

Стафеев П.Ф. Глубокое рыхление дражных полигонов / П.Ф. Стафеев //Колыма. — 1966. — № 6.

Стафеев П.Ф. О теплотехническом эффекте пленочных покровов при оттаивании мерзлых пород / П.Ф. Стафеев // Колыма. — 1970. — № 70.

Стафеев П.Ф. Исследование и внедрение комплекса мероприятий по повышению эффективности солнечной оттайки многолетнемерзлых россыпей в условиях комбината "Балейзолото": автореф. дис. ... канд. техн. наук / П.Ф. Стафеев. — М., 1971. — 18 с.

Стафеев П.Ф. Драгирование забайкальских россыпей / П.Ф. Стафеев. — Иркутск: Вост.-Сиб. кн. изд-во, 1974. — 112 с.

Сулин Г.А. Техника и технология разработки россыпей открытым способом / Г.А. Сулин. — М.: Недра, 1974. — 232 с.

Тальгамер Б.Л. Обоснование технологии разработки трудноразрабатываемых россыпей с повышением экологической чистоты горных работ: автореф. дис. ... д-ра техн. наук / Б.Л. Тальгамер. — СПб., 1995. — 39 с.

Томаков П.И. Рациональное землепользование при открытых горных работах / П.И. Томаков, В.С. Коваленко. — М.: Недра, 1984.

Томберг К.И. К вопросу установления оптимального расхода реагентов при химической защите грунтов от промерзания / К.И. Томберг // Материалы к IX науч.-техн. конф. кафедр института и секций ДорНТО Бел. ж.д. — Гомель, 1969.

Томберг К.И. К вопросу о ликвидации сезонности земляных работ в строительстве и экономия времени / К.И. Томберг // Совершенствование организации и управления строительным производством: науч.-практ. конф. — Минск, 1970.

Трупак Н.Г. Строительство земляных плотин на вечномерзлых грунтах / Н.Г. Трупак // Гидротехническое строительство. — 1970. — № 9. — С. 8–11.

Уист де Р. Гидрогеология с основами гидрологии суши / Р. Уист де. — М.: Мир, 1969. — Т. 1.

Умнов Г.З. Опыт дражных работ в Магаданской области / Г.З. Умнов // Колыма. — 1956. — № 4.

Фридман Б.Э. Предохранение полигонов, разрабатываемых малолитражными драгами, от промерзания / Б.Э. Фридман, А.В. Кочергина // Сборник материалов по технической информации и обмену опытом: ОБТИ Главспецмета. — М., 1947. — Вып. 3.

Харченко В.М. Естественное оттаивание мерзлых пород на дражных полигонах / В.М. Харченко. — М.: Главзолото, 1957. — 32 с.

Химические методы подготовки грунтов к разработке в зимних условиях / В.И. Буй и др. // Тр. БелИЖТа. — 1971. — Вып. 101.

Хиторян Л.Г. Защита от промерзания дражных полигонов с помощью искусственного ледяного перекрытия / Л.Г. Хиторян // Золото и платина. — 1930. — № 5.

Хохряков В.С. Учет ценности земли при проектировании и эксплуатации карьеров / В.С. Хохряков, А.Д. Элькин // Изв. вузов. Горн. журн. — 1986. — № 7.

Чемезов В.В. Рациональная эксплуатация россыпных месторождений / В.В. Чемезов. — М.: Недра, 1980. — 223 с.

Шестернев Д.М. Криогенез и ртутьсодержащие соединения в горно-промышленных отвалах / Д.М. Шестернев, С.Б. Татауров. — Якутск: Изд-во Ин-та мерзлотоведения СО РАН, 2003. — 178 с.

Шило Н.А. Учение о россыпях / А.Н. Шило. — Владивосток: Дальнаука, 2002. — 575 с.

Шорохов С.М. Плотины на дражных разработках / С.М. Шорохов. — М.: Главзолото; ОБТИ, 1956. — 83 с.

Шорохов С.М. Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений / С.М. Шорохов. — М.: Недра, 1973. — 795 с.

Штюпель Г. Синтетические моющие и очищающие средства / Г. Штюпель. — М.: Госхимиздат, 1960.

Эффективность применения пленочных покровов для оттаивания мерзлых грунтов / Р.Н. Новосельский и др. // Колыма. — 1969. — № 6.

Юргенсон Г.А. Проблемы минералогии геотехногенеза / Г.А. Юргенсон // Материалы к годичному собранию ВМО (18–30 мая 2002 г.). Роль минералогических исследований в решении экологических проблем (теория, практика, перспективы развития). — М., 2002. — С. 200–202.

Юргенсон Г.А. Типоморфизм и рудные формации / Г.А. Юргенсон. — Новосибирск: Наука, 2003. — 368 с.

Юргенсон Г.А. Геотехногенез и экологическая безопасность / Г.А. Юргенсон // Вестн. МАНЭБ (спец. вып.). — СПб.; Чита, 2004. — Т. 9, № 6. — С. 160–164.

Юргенсон Г.А. Геохимия ландшафта. Учебное пособие для вузов / Г.А. Юргенсон. — 2-е изд. доп. и перераб. — Чита: Изд-во ЗабГГПУ, 2005. — 152 с.

Boyl R.W. The geochemistry of gold and its deposits (together with a chapter an geochemical prospecting for the element) // Bul. Geol. Surv. Can., 1979. — Vol. 280. — P. 584.

Buckets beavers paidirt and dragon // Tin International. — 1985. — N 9. — P. 228–231.

Charley Janine Gold Dredging in the United States. — Washington. — 1918. — 226 p.

Hans J.B. Use of salt in clay core aids winter dam building / J.B. Hans // Engineering New-Record. — 1953. — N 6.

IHC Holland builder of dredging plant // Tin International. — 1985. — July. — P. 243–245.

Murata Tokao, Rudo Atsushi. Method of soil stabilization and leakage prevention (Sumitomo Durez Co, Ltd). Пат. США, кл. 61–63, (E02 $d^3/_{42}$, E21в$^{33}/_{13}$), № 3599433, заявл. 22.07.68, опубл. 17.08.71.

Jackson F.K.J. Changing patterns in malaysian mining / F.K.J. Jackson // Tin International. — 1980. — Vol. 53, N 6. — P. 224–227.

New pilot prospecting dredge // Mining J. — 1984. — N 10. — P. 91.

Pearse G. Gredger for mineral recovery / G. Pearse // Mining rec. — 1985. — Vol. 153, N 1. — P. 36–45.

Schiller E.A. Mineral exploration and mining in Columbia // Mining mag. — 1980. — Jan. — P. 36–41.

Schuman Horst. Mabnahmen in Tegebauvorfeld und an den Baggerbörschungen zur Verbesserung der Winterarbeit im Braunkohlenbergban / Horst Schuman // Neue Bergbautechnik. — 1973. — N 11. — P. 801–807.

Stokes R.B. Placer mining fields gold and other treasures in the North / R.B. Stokes // Western Mines. — 1981. — Vol. 54, N 12. — P. 31–32.

System para contenerfiltrations de aqua // Plasticos. — 1973. — Vol. 20, N 123.

Tohma Watoru, Murata Tokao, Nakamura Nabutaka, Rudo Atsushi. A method of soil stabilization and leakage prevention (Sumitomo Durez Co., Ltd, Sumitomo Chemical Co., Ltd). Пат. США, кл. 61-36R, (E02d3/42, E21в33/13), № 3696622, заявл. 17.02.71, опубл. 10.10.72.

Yurgenson G.A. Geotechnogenesis problems / G.A. Yurgenson // J. Geosci. — 2004. — Vol. 7(1). — P. 92–96.

Научное издание

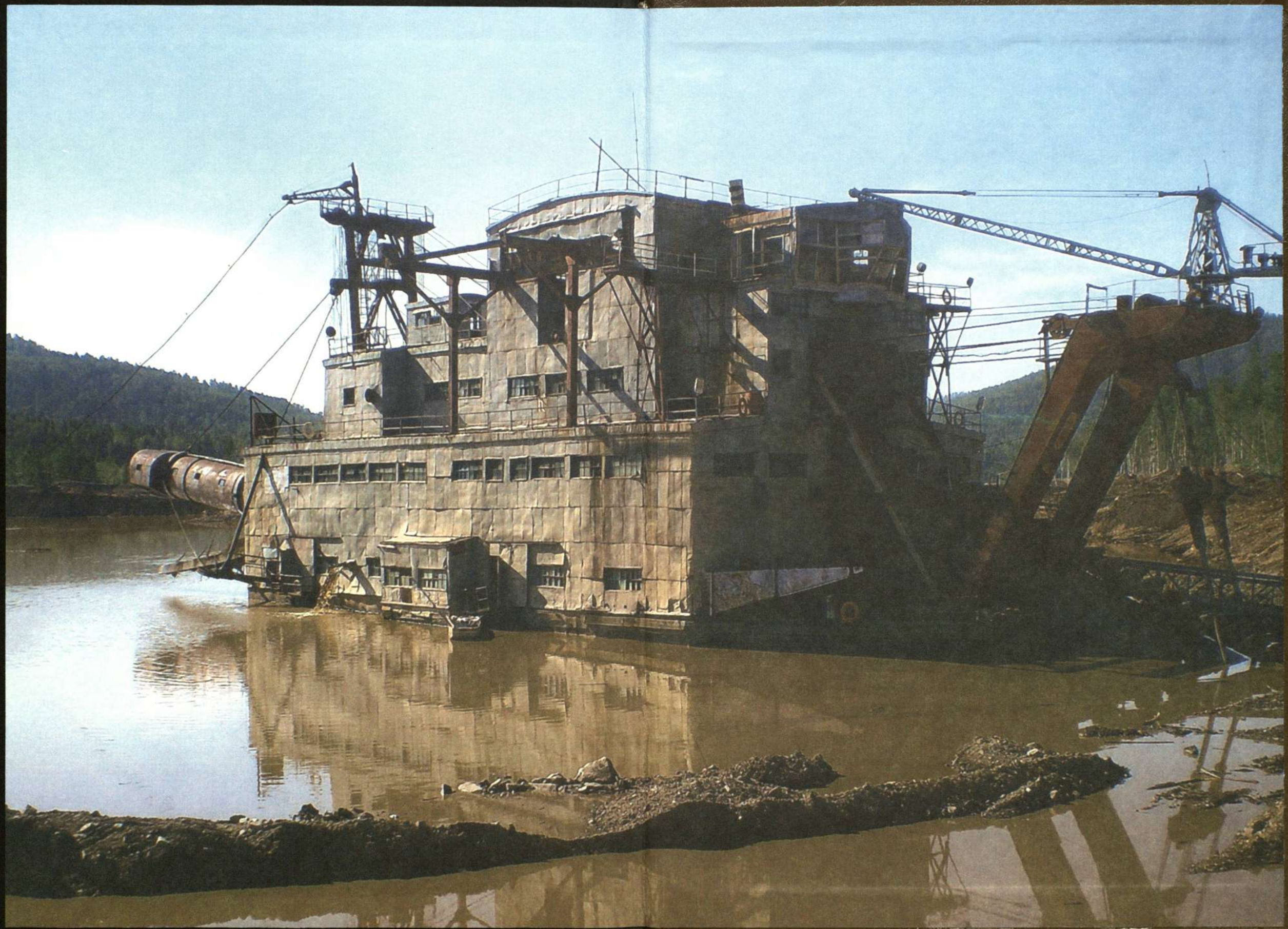
Костромин Михаил Витальевич
Юргенсон Георгий Александрович
Позлутко Сергей Геннадьевич

ПРОБЛЕМЫ ДРАЖНОЙ РАЗРАБОТКИ КОНТИНЕНТАЛЬНЫХ РОССЫПЕЙ

Редакторы *Т.П. Гришина, Е.Г. Макеенко.* Художественный редактор *Л.В. Матвеева.*
Художник *Н.А. Горбунова.* Технический редактор *Н.М. Остроумова.*
Корректоры *И.Л. Малышева, Л.А. Анкушева.* Оператор электронной верстки *Р.Г. Усова*

Изд. лиц. № 020297 от 23.06.97. Сдано в набор 03.09.07. Подписано в печать 18.12.07. Бумага ВХИ.
Формат 70 × 100 1/16. Офсетная печать. Гарнитура Times ET. Усл. печ. л. 14,5. Уч.-изд. л. 13,2. Тираж 500 экз.
Заказ № 910.

Сибирская издательская фирма "Наука" РАН. 630200, Новосибирск, ул. Восход, 15.
СП "Наука" РАН. 630077, Новосибирск, ул. Станиславского, 25.



ISBN 978-5-02-02319